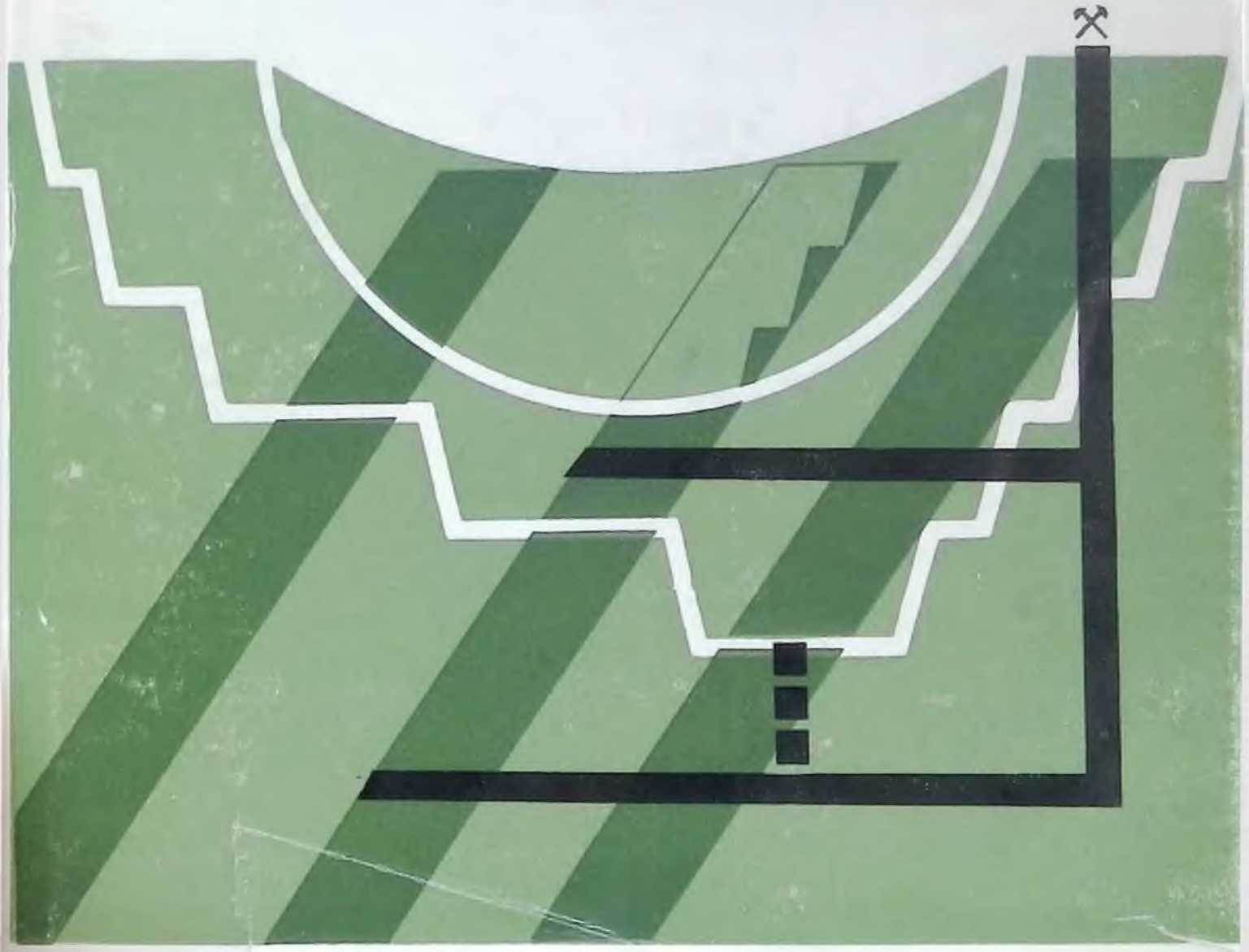
совместная и повторная разработка рудных месторождений

62227
К90

в. в. куликов



Второе издание книги проф. докт. техн. наук В. В. Куликова значительно отличается от первого, вышедшего в 1964 г. В книге приведена новая теория закономерностей истечения сыпучих материалов и сдвижения земной поверхности в результате подземной разработки рудных тел. Автор, являющийся крупным специалистом по разработке рудных месторождений, обобщил отечественный и зарубежный опыт совместной и повторной разработки, разработал рекомендации для многих горнорудных предприятий.

24320
ликов В.В.
ней и
ая разра-

ыть возвращена не
ного здесь срока
щих выдач _____

08—1971

17 2005
622.27
К 90

совместная и повторная разработка рудных месторождений

В. В. КУЛИКОВ

Издание 2-е, переработанное и дополненное

ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА
Шифр
Инв. № 24320
2

Издательство «Недра»
Москва 1972

УДК 622.274/275

Совместная и повторная разработка рудных месторождений. Куликов В. В. Изд. 2-е, перераб. и доп. М., «Недра» 1972, стр. 328.

В книге рассмотрены проблемы совмещения открытых и подземных работ в пределах одного шахтного поля. Книга содержит теоретические, лабораторные и промышленные исследования автора. Обобщен опыт совместной и повторной разработки рудных месторождений на отечественных и зарубежных предприятиях открытым и специальными способами. Теоретически обоснована возможность ведения открытых работ в зонах обрушения, рассмотрены безопасные способы ведения работ при повторной разработке.

На основе теории стохастических процессов установлены закономерности истечения сыпучих материалов и деформации земной поверхности под влиянием разработки рудного тела. Установлены критерии подобия при моделировании процесса обрушения руды, выпуска, размещения потерянных и разубоженных руд в выработанном пространстве. Приводится методика прогнозирования показателей извлечения руды, определены количество и качество разубоженных руд в зонах обрушения.

На примерах рудников Криворожского бассейна и Никитовского ртутного комбината показана технико-экономическая целесообразность повторной выемки разубоженных и бедных руд. Разработаны инженерные мероприятия и технология открытой повторной разработки.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников горнорудных предприятий, научных работников исследовательских и проектных институтов, рекомендуется студентам горных вузов и факультетов.

Таблиц 45, иллюстраций 106, список литературы — 84 названия.

Рецензент канд. техн. наук Д. М. Казикаев.

3—7—3
275а—72

Предисловие

В Директивах XXIV съезда КПСС по пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 годы сказано: «Главная задача пятилетки состоит в том, чтобы обеспечить значительный подъем материального и культурного уровня жизни народа на основе высоких темпов развития социалистического производства, повышения его эффективности, научно-технического прогресса и ускорения роста производительности труда» [1].

Л. И. Брежнев в докладе «Пятьдесят лет великих побед социализма» говорил, что «Хозяйское, рачительное использование естественных ресурсов. . . — все это наше кровное коммунистическое дело. . .

Чем разумнее мы будем использовать богатства природы, чем бо́льших успехов добьются промышленность, сельское хозяйство, наука, чем выше станет производительность общественного труда, тем богаче, краше и культурнее будет жизнь советских людей» [2].

Правильная эксплуатация месторождений полезных ископаемых и рациональное использование содержащихся в недрах минеральных богатств имеют первостепенное значение для народного хозяйства нашей страны.

Однако использование запасов полезных ископаемых у нас неудовлетворительное. По данным Госгортехнадзора СССР за последние годы потери полезных ископаемых при их добыче не только не снижаются, но по некоторым видам минерального сырья даже возрастают. Потери угля за последние 13 лет возросли до 26%, а по отдельным угольным бассейнам до 30—40%. Потери нефти по отдельным месторождениям составляют 60—70%, а значительная часть попутного газа сжигается в факелах. При подземной разработке остается в недрах до 25% балансовых запасов руд черных, цветных и редких металлов, до 60% калийных солей на Урале и более 70% в Белоруссии.

Особенно неблагоприятно с полнотой использования запасов комплексных руд обстоит на Джезказганском, Миргалимсайском, Тырныаузском и Криворожских рудниках. По данным Госгортехнадзора СССР и Госплана СССР потери бога-

---

[1] Директивы XXIV съезда КПСС по пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 годы. М., Политиздат, 1971, стр. 9.

[2] Л. И. Брежнев. Ленинским курсом. Речи и статьи. Т. 2. М., Политиздат, 1970, стр. 103—104.

той руды в Криворожском бассейне с учетом неправильно списанных запасов составляют 50% [86].

По данным М. И. Агошкова, общие потери твердых полезных ископаемых (без строительных материалов) в 1968 г. составили около 500 млн. *т* при добыче и 200 млн. *т* при переработке [85].

Одним из важнейших мероприятий эффективного использования сырьевых ресурсов является повторная разработка открытым способом ранее потерянных руд и совместная разработка богатых руд подземным и бедных руд открытым способами.

В настоящее время существуют три термина открыто-подземного метода разработки: повторная, совместная и комбинированная разработка месторождений. Одному и тому же термину различные авторы иногда придают различный смысл.

Под повторной разработкой условимся понимать добычу ранее потерянных руд подземным или открытым способом [1]. Повторную разработку подземным способом для условий Никитовского ртутного комбината исследовал С. Л. Шашурин [2]. В данной работе мы рассматриваем повторную разработку открытым и специальными способами. К специальным мы относим химические способы — цементацию (Дегтярский рудник) и гидрометаллургию. Химическую добычу обычно совмещают с подземной и открытой разработкой.

Под повторной открытой разработкой мы понимаем разработку на изолированных участках вне района подземных работ (рудники Блявинский, «Писпирейшен» и др.). Схема, когда повторную открытую разработку ведут одновременно с подземной, мы назвали совместной разработкой [1, 22]. Этот термин распространен и в работах Д. М. Казикаева [5].

Термин совместная разработка используют и в том случае, когда основные запасы месторождения одновременно отрабатывают открытым и подземным способами (Зыряновский и Гайский рудники). Б. П. Юматов, затем А. А. Вовк и Г. И. Черный такую схему называют комбинированной разработкой [3, 4].

Под комбинированным способом мы полагаем схему, когда месторождение вначале отрабатывают открытым способом, а затем подземным (рудники Кривбасса и др.).

К комбинированной разработке месторождения мы предлагаем относить схему, когда вначале отрабатывают подземным способом богатые или ценные руды, затем — остальную часть месторождений [практика работы рудников Первомайского (Кривой Рог), Октябрьского и «Маяк» (Норильск)].

К комбинированной можно отнести схемы, применяемые при разработке подземным способом сближенных пластов, пластообразных залежей (Кривой Рог) и золоторудных жил, а также двухъярусную разработку (СУБР, Комбинат Ачполиметалл).

В работе использованы результаты исследовательских работ, проведенных автором и его учениками (А. Г. Дейнека, П. Ф. Миронов, П. М. Трофимов, В. К. Бранчугов, Е. П. Кит) на рудниках Криворожского бассейна (Ингулец, им. Дзержинского, им. Кирова, им. К. Либкнехта, им. Коминтерна и др.), СУБРе, на Зыряновском, Никитовском, Ленногорском, Тырныаузском и Норильском комбинатах, а также на комбинатах Ачполиметалл, Красноармейскуголь и Павлоградуголь.

Глава I

Потери и разубоживание полезного ископаемого

§ 1. Основные понятия и термины

Коэффициент извлечения руды $И$ — отношение количества руды $А$, извлеченной из блока, к балансовым запасам руды в блоке $Б$. В литературе $И$ раньше называли коэффициентом «истинного извлечения руды» или «действительного извлечения руды»

$$И = \frac{А}{Б}. \qquad (I.1)$$

Коэффициент потерь $П$

$$П = 1 - И. \qquad (I.2)$$

Коэффициент извлечения рудной массы $И_{р.\,м}$ — отношение количества добытой руды вместе с примешанной породой $Д$ к запасам руды в блоке $Б$. В литературе раньше $И_{р.\,м}$ называли коэффициентом «видимого извлечения» или «кажущегося извлечения». М. И. Агошков и В. А. Симаков называют этот показатель коэффициентом извлечения количества полезного ископаемого и соответственно обозначают $К_{кол}$ и $К_и$

$$И_{р.\,м} = \frac{Д}{Б}. \qquad (I.3)$$

Коэффициент извлечения качества полезного ископаемого $К_{кач}$ ($К_к$) выражает отношение содержания полезного компонента в добытом полезном ископаемом a и в погашенных балансовых запасах c

$$К_{кач} = \frac{a}{c}. \qquad (I.4)$$

Коэффициент извлечения полезного компонента из недр $К_н$ выражает отношение количества полезного компонента, извлеченного из недр в добытом ископаемом $Да$, к количеству полезного компонента, которое было заключено в подсчитанных балансовых запасах $Бс$,

$$К_н = \frac{Да}{Бс}. \qquad (I.5)$$

Коэффициент разубоживания руды R — отношение количества пустых пород, попавших в руду $В$ к рудной массе $Д$

$$R = \frac{В}{Д}. \qquad (I.6)$$

Коэффициент примешивания вмещающих пород r — отношение количества пустых пород $В$ к балансовым запасам в блоке $Б$

$$r = \frac{В}{Б}. \qquad (I.7)$$

Коэффициент примешивания вмещающих пород к руде $r_р$ — отноше-

ние количества пустых пород B к извлеченной чистой руде

$$r_р = \frac{B}{Д - B}. \qquad (I.7а)$$

§ 2. Определение и учет потерь и разубоживания

Взаимосвязь показателей извлечения руды определена Е. П. Прокопьевым, исходя из совместного решения уравнений баланса руды I и баланса металла II,

$$\begin{aligned} Д &= A + B; \quad \text{I} \\ ДC_ф &= AC_м + BC_п. \quad \text{II} \end{aligned} \qquad (I.8)$$

Из решения системы уравнений следует

$$R = 100\frac{C_м - C_ф}{C_м - C_п}, \ \%. \qquad (I.9)$$

$$И = \frac{Д}{Б}(100 - R), \ \%; \qquad (I.10)$$

$$И = И_{р.м}(1 - 0{,}01R), \ \%; \qquad (I.11)$$

$$П = 100 - И, \ \%. \qquad (I.12)$$

где $П$ — эксплуатационные потери полезного ископаемого, %; $И$ — извлечение полезного ископаемого, %; R — разубоживание полезного ископаемого, %; $Д$ — количество фактически добытой руды, $т$; $Б$ — количество руды в массиве, подлежащей выемке, $т$; $C_ф$ — содержание полезного компонента в добытой руде, %; $C_м$ — содержание полезного компонента в массиве по данным опробования, %; $C_п$ — содержание полезного компонента в породе, засоряющей руду, %.

Содержание металла в добытой рудной массе при определенных коэффициенте разубоживания R и содержании полезного компонента в массиве и вмещающих породах находят по формуле

$$C_ф = C_м - R(C_м - C_п), \ \%. \qquad (I.13)$$

При анализе структуры показателей извлечения руды представляют большой интерес следующие зависимости:

$$K_{кол} = И + r; \qquad (I.14)$$

$$r = K_{кол}R; \qquad (I.15)$$

$$K_н = K_{кол}K_{кач}. \qquad (I.16)$$

§ 3. Значение борьбы с потерями и разубоживанием

Максимальное извлечение полезного ископаемого из недр без засорения его породой является одним из основных требований, предъявляемых к технологии разработки месторождений полезных ископаемых. Потери и разубоживание полезного ископаемого значительно снижают эффективность разработки месторождения. При потерях уменьшаются извлекаемые запасы полезного ископаемого, представляющего большую ценность для народного хозяйства.

Потери запасов вызывают увеличение затрат на проведение разведочных, капитальных и подготовительных работ, отнесенных на единицу добытого полезного ископаемого. Потери руды наносят также большой экономический ущерб предприятиям, вызываемый значительными затратами на добычу потерянных руд.

При разубоживании снижается качество полезного ископаемого, возрастают затраты на обогащение, металлургический передел, транспорт и погрузочно-разгрузочные работы (особенно при дальних перевозках); в ряде случаев из-за вред-

ных примесей уменьшается извлечение полезных компонентов на обогатительных фабриках и заводах.

§ 4. Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых

Единая классификация потерь разработана М. И. Агошковым и Е. И. Панфиловым. Она предназначена: для учета и определения потерь полезных ископаемых по видам при разработке месторождений; для контроля за полнотой извлечения полезного ископаемого из недр на различных стадиях технологического процесса добычи; решения практических задач по рациональному использованию недр; сравнения уровня и анализа видов потерь в различных отраслях и предприятиях горной промышленности при разных системах разработки; выявления экономических последствий, вызываемых потерями; установления нормативов потерь.

Классификация является единой для всех отраслей горнодобывающей промышленности, ведущих разработку месторождений твердых полезных ископаемых. На основе Единой классификации в каждой отрасли горной промышленности составляют и утверждают в установленном порядке отраслевые классификации, учитывающие особенности и требования данной отрасли.

I класс — общешахтные (общерудничные, общекарьерные, общеприисковые) потери.

Группа I — потери под объектами горного производства: в охранных целиках около капитальных горных выработок, под горнотехническими сооружениями и коммуникациями; в охранных целиках под водоносными горизонтами; в охранных целиках между шахтными полями.

Группа II — потери под объектами, не связанными с горным производством: в охранных целиках между жилыми, техническими и хозяйственными сооружениями, водоемами, коммуникациями, заповедными зонами.

II класс — эксплуатационные потери.

Группа I — потери полезного ископаемого в массиве: в целиках у подготовительных и нарезных выработок (междублоковые, междупанельные, междуэтажные целики); в целиках внутри выемочного участка (блока, камеры, панели, столба, карьерного поля, дражного полигона); в лежачем и висячем боках (в почве, кровле), по верхней и нижней границам контуров рудного тела, пласта, залежи; между выемочными слоями; в целиках пожарных, затопленных и заваленных участков.

Группа II — потери отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого: в подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами; в выработанном пространстве (от смешивания с обрушенными породами при выпуске, на лежачем боку или почве, в закладке); в местах погрузки (разгрузки), складирования и сортировки; на транспортных путях горного предприятия; в местах обрушений, завалов, пожарных и затопленных участках.

§ 5. Уровень потерь и разубоживания руды при системах с массовым обрушением руды

Общеизвестно, что потери и разубоживание руды наиболее высокие при системах с массовым обрушением, а наиболее низкие — при си-

стемах с закладкой, с креплением и закладкой, системах слоевого обрушения. Однако субъективная заинтересованность ряда авторов и предприятий в искусственном завышении эффективности систем разработки с массовым обрушением руды привела к тому, что в горнотехнической литературе за последние 25 лет опубликовано очень много совершенно нереальных показателей извлечения руды. Покажем это на нескольких примерах.

М. В. Гуминский рекомендует принять нормы потерь и разубоживания руды при системе этажного самообрушения равным 6%. По данным Г. М. Малахова, потери и разубоживание руды по шахте «Гигант» при системе этажного принудительного обрушения соответственно составляли 6 и 4%, а в целом по руднику им. Дзержинского при системах этажного и подэтажного обрушения соответственно 9 и 5%. Для сравнения в табл. 1 приведены показатели извлечения при системах слоевого обрушения, системах с креплением и закладкой и др.

Таблица 1

Система разработки	Потери, %	Разубоживание, %
Подэтажных штреков	10—25	—
С магазинированием руды	До 25	—
С магазинированием руды и отбойкой руды минными зарядами	17	11
Ярусная с закладкой	10—15	1—3
Со станковой крепью и закладкой . . .	7—10	—
Слоевого обрушения	5—10	4
Подэтажного обрушения с устройством мата	10—17	10—12

Таблица 2

Вариант подэтажного обрушения	Потери, %	Разубоживание, %	Снижение качества $C_м - C_ф$, %
«Закрытый веер» с односторонней посадкой зон	24—45	17—27	—
Камерный вариант	14—30	11—17	—
Камера над дучками	10—39	21	3—7
Камерный вариант	29	21	5
«Закрытый веер»	23—38	25—28	—
«Закрытый веер» с частичным самообрушением	18—40	21—27	—
При различных вариантах . .	28—33	30	5—6

Таким образом, разубоживание и потери руды при системах с массовым обрушением оказались меньше, чем при системах разработки с закладкой и креплением с закладкой, что не соответствует фактическому положению и противоречит здравому смыслу.

В технической литературе, описывающей работу рудников Криворожского бассейна до 1941 г., приведены более реальные показатели извлечения руды при системах разработки с массовым обрушением. По данным Криворожского НИГРИ, Н. А. Старикова, Н. И. Трушкова (табл. 2) потери и разубоживание руды при системах с массовым обрушением достигали значительных величин [1].

Наши исследования показали [28, 30, 36, 37], что потери и разубоживание руды с увеличением глубины разработки растут. Это свидетельствует о том, что в послевоенный

Таблица 3

Год	Выемка камерных запасов системами (без целиков)				Система подэтажного обрушения	По руднику
	с закладкой	с магазинированием	подэтажных штреков	камерно-столбовой		
	Потери, %					
1957	6	51	7	25	36	13
1958	9	18	6	23	32	15
1959	4	8	26	13	8	8
	Потери/разубоживание, %					
1960	5/15	13/40	7/11	16/22	16/15	8/17
1961	4/10	11/33	—	15/16	18/21	8/14
1962	6/13	—	9/17	9/25	13/26	8/18
1963	9/16	—/11	9/12	11/21	20/18	11/17
1964	9/28	2/25	5/13	17/21	15/16	12/18
1965	13/18	13/38	3/12	11/16	19/19	9/17
1966	9/18	17/33	6/17	14/26	15/17	9/20
1967	3/13	—	7/11	11/25	12/12	6/14

период потери должны возрасти, а не уменьшиться.

Объективные показатели извлечения руды на Белоусовском руднике при различных системах разработки определил В. В. Вылегжанин. На этом руднике за последние 10 лет применяли системы горизонтальных слоев с закладкой (21%), подэтажных штреков (35%), камерно-столбовую (32%), с магазинированием руды (2%), подэтажного обрушения при выемке целиков (5%). Попутная добыча из подготовительных и разведочных выработок равна 5%. Потери и разубоживание руды приведены в табл. 3.

Из таблицы видно, что фактические потери и разубоживание на этом руднике при выемке камерных запасов гораздо выше приведенных в отчетных данных рудников, применяющих системы с массовым обрушением руды. Потери руды на Белоусовском руднике при системе разработки подэтажного обрушения в 2 раза выше потерь по руднику.

Для установления причин неправильного учета потерь и разубоживания руды в Криворожском бассейне при системах с массовым обрушением проанализируем данные рудника им. Дзержинского, где возможна открытая повторная разработка потерянных и разубоженных руд.

Отчетные показатели извлечения руды неточно отражают истинный уровень потерь и разубоживания на руднике, так как:

1) документацию по систематическому учету потерь и разубоживания на руднике до 1951 г. не вели;

2) на руднике широко распространена практика перевода запасов с одного горизонта на другой, с блока на блок, с системы на систему; проследить за этим перемещением запа-

сов очень трудно, так как их списывают на неотработанные на данный период блоки, горизонты и т. д.;

3) выпускают ранее потерянную руду из блоков верхних горизонтов, в то время как по документации эти блоки уже отработаны;

4) до 1955 г. рудную массу определяли вместе с влагой, содержание которой на руднике доходит до 10%; при определении запасов учитывают сухую руду;

5) на руднике основные исходные данные для учета потерь не всегда определяют правильно. Встречаются погрешности при определении содержания железа в массиве.

Вместо взятия проб из вагонеток «конвертом» иногда берут случайную пробу. В некоторых случаях на дно вагонетки грузят более бедную руду, чем сверху. Особенно велика погрешность при определении содержания железа во вмещающих и налегающих породах.

При определении разубоживания руды содержание железа в разубоживающих породах принимают равным содержанию железа в породах висячего бока (17—37%), что является неправильным.

При разработке мощных крутых месторождений разубоживание руды происходит в основном разубоживающей массой, оставленной в выпускных выработках вышележащего этажа, с содержанием металла ниже кондиционного и рудой, потерянной на гребнях воронок вышележащего этажа. На рудниках Криворожского бассейна содержание железа в массиве 55—60%, выпуск же рудной массы прекращают при содержании железа 48—52%. Следовательно, содержание железа в нижних слоях разубоживающей массы колеблется от 46—48% и до геологического содержания (на гребнях воронок). Содержание железа в верхних слоях постепенно уменьшается до содержания во вмещающих породах. Среднее содержание железа в разубоживающих породах 41—45%.

На рудниках Криворожского бассейна при определении фактического разубоживания пользуются формулой (I.9).

Приняв исходные отчетные данные (извлечение рудной массы, содержание железа в рудной массе), определили показатели извлечения руды с учетом истинного содержания железа в разубоживающих породах (41—45%). Выявленные потери и разубоживание руды в несколько раз превышают отчетные данные. Показатели извлечения руды при системе подэтажного обрушения следующие: потери 10—45%, разубоживание 10—30%; при системе этажного принудительного обрушения — потери 13—40%, разубоживание 5—18%; при системе этажного самообрушения — соответственно 15—45 и 7—30%; по отдельным блокам потери руды превышали 50%.

Выявленный уровень потерь и разубоживания руды при системе этажного самообрушения подтверждается зарубежной практикой.

Искусственному занижению потерь и разубоживания руды способствовали нормы, установленные Главрудой. Эти нормы чрезвычайно занижены: потери при системах с массовым обрушением не более 14—16%, разубоживание не более 5—7%. Нормы, установленные Главрудой, не увязывались с конкретными горногеологическими условиями месторождения, принятыми параметрами систем, с особенностями выпуска руды под обрушенными породами, не учитывали ухудшения

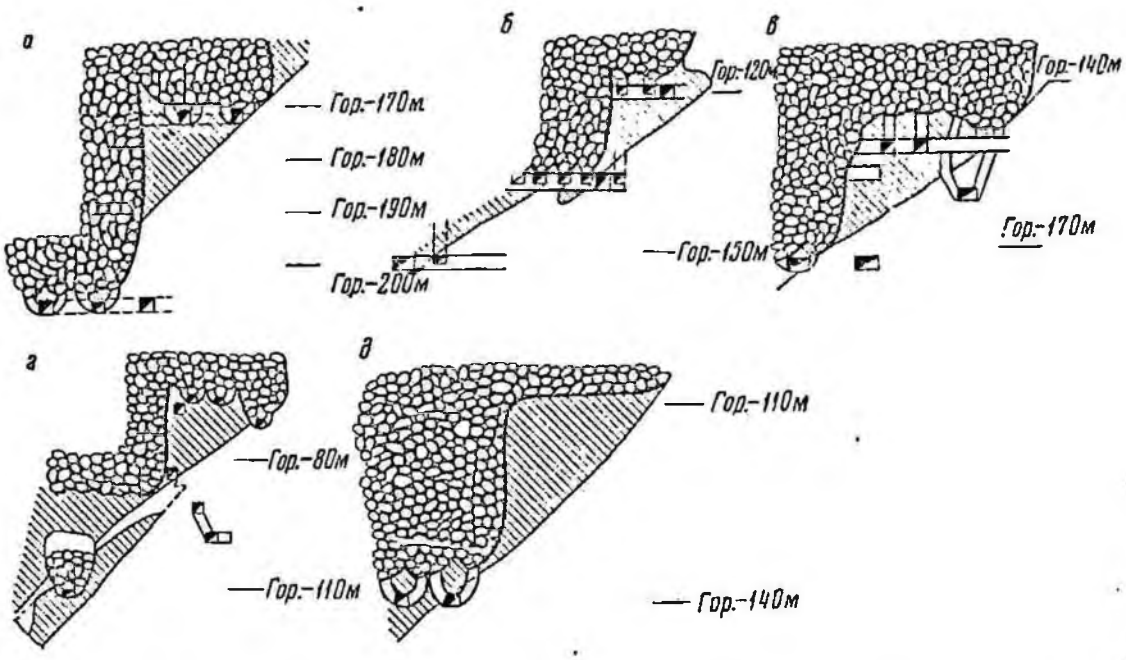


Рис. 1. Потери руды на лежачем боку в блоках: *а — 54—57; б — 30—37; в — 63—69; г — 57—63; д — 85—95*

сыпучих свойств руды с увеличением давления.

Средние показатели извлечения руды по блокам неточно характеризуют показатели извлечения руды в целом по руднику, так как часть руды, потерянной при отработке верхнего этажа, улавливается при отработке нижнего этажа. Но, с другой стороны, показатели извлечения руды по месторождению ухудшаются, так как нередко оставляют охранные целики, не разрабатывают залежи мощностью менее 1—1,5 *м*, нарушают технологию отработки залежей.

Основными нарушениями являются: подработка параллельных залежей и отдельных блоков очистными работами на нижележащем этаже, оставление невыработанных рудных треугольников в лежачем боку (рис. 1), недостаточное разбуривание массива, недостаточное оконтуривание рудной залежи в пределах блока, применение систем разработки в несоответствующих горно-технических условиях, несвоевременная отработка целиков, нарушение режима выпуска отбитой руды и порядка отработки блока.

§ 6. Потери и разубоживание руды при одностадийных системах разработки со взрыванием массива в зажатой среде

Выше было показано, что при системах с массовым обрушением руды и вмещающих пород потери и разубоживание руды очень высокие. Казалось бы, что с увеличением плотности отбитой руды потери должны расти. Даже при одном и том же объеме руды, оставленной на гребнях воронок или на лежачем боку, количество руды в тоннах будет больше в уплотненной руде. Кроме того, с увеличением плотности руды увеличивается угол

откоса гребней потерянной руды, а следовательно, объем и количество потерянной руды. Эти истины считались столь очевидными, что не требовали доказательств.

В каждом учебнике или учебном пособии указывалось, что системы с магазинированием руды, а тем более системы с массовым обрушением нельзя применять при разработке руд, склонных к слеживанию. Практика убедительно подтверждала эту очевидную истину. На Дарасунском руднике мы наблюдали, что при системе с магазинированием руды при выпуске уплотненной руды (в результате слеживания или давления вмещающих пород) угол откоса гребней потерянной руды доходил до 90°, а высота гребней равнялась высоте блока.

Лабораторные опыты, проведенные в 1948—1951 гг., также показали, что с увеличением плотности руды угол откоса гребней потерянной руды увеличивается при выпуске руды под налегающими породами от 60 до 90°.

Теоретические исследования тоже показали, что с увеличением плотности руды увеличиваются эксцентриситет и коэффициент вытянутости эллипсоида выпуска, а показатель сыпучести руды уменьшается. Многочисленные примеры расчета по предложенной методике прогнозирования показателей извлечения руды подтверждают, что с увеличением плотности руды потери растут [6—9]. Была выведена аналитическая зависимость между коэффициентом разрыхления $K_р$, показателем сыпучести руды P и показателями извлечения руды. Так, из формулы (60), приведенной в работе [1], следует, что потери руды $П$

$$П = \frac{l^2}{7{,}57 P K_р h}. \qquad (I.17)$$

Из формулы (I.17) следует, что потери руды (в долях единиц) обратно пропорциональны коэффициенту разрыхления руды $K_р$, показателю сыпучести руды P, высоте блока h и пропорциональны квадрату расстояния между выпускными выработками l. С увеличением плотности руды коэффициент разрыхления и показатель сыпучести руды уменьшаются, а потери руды резко растут.

Однако при быстром внедрении одностадийных систем разработки с отбойкой массива в зажатой среде эти очевидные истины были отметены и началось произвольное оперирование нереальными показателями извлечения руды. Так как широкое применение систем разработки с массовым обрушением руды, особенности варианта с отбойкой руды в зажатой среде, привело к большим потерям руды, а следовательно, и к созданию больших перспектив для повторной разработки, то на этом вопросе остановимся подробнее.

М. Д. Фугзан в работе [62] указывает, что «первое исследование нового способа отбойки (по общепринятой в настоящее время терминологии — «в зажатой среде» или «в зажиме») было проведено (М. Д. Фугзаном. — *В. К.*) совместно с Л. И. Баропом в 1953—1954 гг. В 1956 г. на Зыряновском свинцовом комбинате по предложению В. Р. Именитова было начато изучение возможности отбойки руды в зажатой среде глубокими скважинами. По рекомендации П. И. Городецкого в 1957 г. на руднике «Заполярный» приступили к опытно-промышленным испытаниям одностадийной выемки со скважинной отбойкой руды в зажатой среде. Вскоре после этого начались экспериментальные работы на рудниках:

Салаирском, им. Дзержинского (Криворожский бассейн), апатитовом им. Кирова. В настоящее время одностадийная выемка внедрена на многих горных предприятиях страны. Одновременно с внедрением одностадийных вариантов систем с обрушением руды и вмещающих пород были начаты широкие исследования этого способа разработки мощных месторождений и в первую очередь отбойки в зажатой среде (В. Р. Именитов, Н. С. Демин, П. Л. Осауленко, М. Л. Стебаков, А. И. Пустовалов, Д. В. Мильченко, Б. Л. Розиноер, А. С. Пахомов, А. И. Овсянников, Р. М. Гамберг, В. Сенук, М. Л. Жигалов, Л. И. Бурцев, Д. Р. Каплунов, Н. В. Плакса, Н. М. Конорев, К. Б. Верниковский, Р. В. Балах, Г. М. Бурмин и другие. . . Отдельные вопросы выпуска руды в одностадийных вариантах систем этажного и подэтажного обрушения рассмотрены в работах Н. З. Галаева, О. А. Яковлева, Н. П. Влоха, А. И. Филиппенкова, М. И. Шимана, Н. А. Воронкова, Ф. А. Риттера, П. И. Виллема, П. И. Терехова, Г. Д. Лисовского и некоторых других авторов. . . Определением оптимальных параметров этих систем занимались Г. И. Садовский, А. П. Володин, Ф. И. Вереса, А. З. Прохода, А. М. Руденко, Г. П. Шабельников и другие)».

С. Л. Шашурин, Н. В. Плакса, А. П. Леднев в своей последней работе [63] отмечают, что «Приводимые в литературе данные о величинах потерь и разубоживания руды при одностадийной ее выемке противоречивы. М. Д. Фугзан, А. И. Пустовалов, А. С. Пахомов, В. А. Ярмизин отмечают снижение потерь и разубоживания руды. Улучшение качественных показателей отработки на железорудных предприятиях Криворожского бассейна отмечается в работе Ф. И. Вересы, А. П. Володина, А. З. Проходы. . . Резкое ухудшение качественных показателей при отбойке в зажиме на руднике им. Дзержинского отмечалось в работе Г. М. Малахова и других «Отбойка в зажиме на руднике им. Дзержинского себя не оправдала». Ухудшение качественных показателей одностадийной выемки с отбойкой руды в зажиме (почти в 2 раза) по сравнению с отбойкой на компенсационные камеры для условий Лениногорского комбината отмечается также в работе Д. С. Кутузова. . . Исследования выпуска уплотненной руды М. Д. Фугзана и О. А. Яковлева ограничены коэффициентом разрыхления 1,5—1,48. Однако исследованные пределы коэффициента разрыхления не соответствуют имеющим место в производственных условиях. Это подтверждают сами авторы работ, указывая, что практически при отбойке руды в зажиме коэффициент разрыхления не превышает 1,12—1,14. Поэтому полученные результаты не могут служить основой для оценки потерь и разубоживания при выпуске уплотненных руд».

Следует отметить противоречивость в исследованиях сторонников отбойки руды в зажатой среде. Рассмотрим эти противоречия на примере диссертационной работы М. Д. Фугзана. С одной стороны, М. Д. Фугзан правильно пишет: «Изменение плотности сыпучих материалов, обычно оцениваемой в практике разработки рудных месторождений коэффициентом разрыхления, обусловливает и значительное изменение физико-механических свойств этих материалов. Экспериментами установлено, что с увеличением плотности сыпучих матери-

алов возрастает предельное касательное напряжение и начальное сопротивление сдвигу; возрастает также и угол внутреннего трения (с 32° при $K_p = 1{,}73$ до 40° при $K_p = 1{,}55$), вследствие чего подвижность сыпучих материалов уменьшается. Лабораторные исследования показали также, что с увеличением плотности сыпучей среды углы естественного откоса для рудных смесей становятся более крутыми — в наших опытах увеличение достигало 10°».

Далее: «Вследствие изменения физико-механических свойств сыпучих материалов изменяются и параметры фигур выпуска и вторичного разрыхления; последние приобретают более вытянутую форму, эксцентриситет их растет, а объем уменьшается». Из этих исследований должен следовать единственный вывод, что с увеличением плотности руды потери должны увеличиваться, а извлечение — уменьшаться. Однако М. Д. Фугзан делает противоположный вывод: «В то же время объем фигур выпуска в более плотных средах увеличивается в несколько раз», следовательно, извлечение руды тоже должно увеличиться в несколько раз. Так как закономерности изменения параметров эллипсоидов выпуска те же, что и эллипсоидов разрыхления, то совершенно невозможно, чтобы влияние коэффициента разрыхления на параметры эллипсоидов выпуска и разрыхления было противоположно. Второй вывод М. Д. Фугзана явно ошибочный.

Работая в ИГД им. А. А. Скочинского, мы провели исследовательскую работу по установлению уровня потерь и разубоживания руды в системе этажного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде. По данным М. Д. Фугзана, потери и разубоживание руды в блоке 16 шахты № 6 Тырныаузского молибденового комбината соответственно составили 19 и 34%. Фактически же эти показатели соответственно равны 39 и 50% [32].

Следует отметить, что за рубежом систему с отбойкой руды в зажатой среде не применяют. Многие авторы ошибочно относят шведский вариант подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды к системе с отбойкой руды в зажиме. При этой системе разработки высота подэтажа и ширина панели в зарубежной практике равны 5—10 *м*. Ширина же выработки доходит до 5,5 *м*. При отбойке часть руды заходит внутрь подэтажной выработки, таким образом создается компенсационное пространство объемом до 30—40%.

Многие варианты этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском руды, применяемые в Советском Союзе, действительно следует отнести к вариантам с отбойкой руды в зажиме.

Исследования, проведенные нами по выбору систем разработки с учетом недополучения прибыли за счет повышенных потерь и разубоживания по методике М. И. Агошкова для Тырныаузского и Норильского комбинатов, Кафанского рудника и рудников Кривого Рога, показали, что система с отбойкой руды в зажиме на этих рудниках себя не оправдала.

В последнее время производственники стали отказываться от применения систем разработки с отбойкой в зажиме. Даже активные ее сторонники начали указывать на крупные недостатки этой системы разработки. Были проведены глубокие исследования по влиянию степени уплотнения на показатели из-

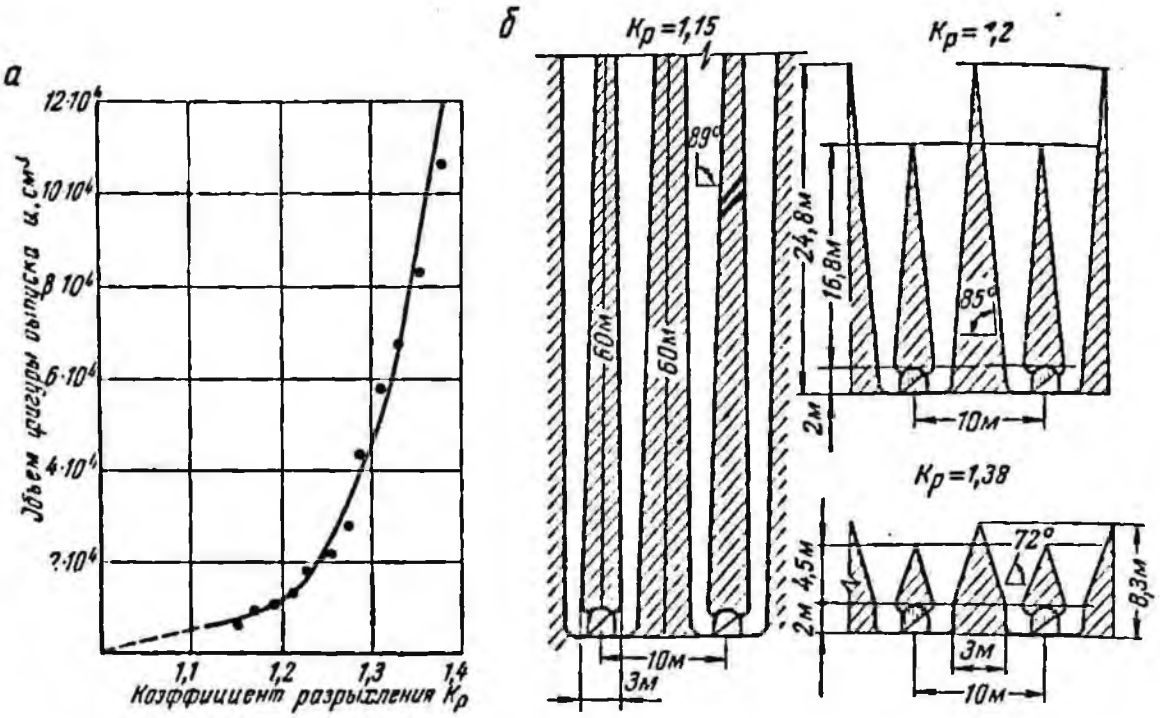
влечения руды. По данным И. Т. Тренева, с увеличением коэффициента разрыхления от 1,15 до 1,38 объем эллипсоида выпуска увеличился примерно в 10 раз, высота гребня потерянной руды уменьшилась с 60 до 6 *м*, угол откоса гребня уменьшился с 89 до 72°, потери руды снизились с 53 до 5,8% [63] (рис. 2, *а*, *б*, *в*). Резкое снижение потерь руды на лежачем боку с увеличением коэффициента разрыхления от 1,18 до 1,5 наблюдали в лабораторных опытах А. А. Егорочкин и С. Л. Иофин [64] (рис. 2, *г*). Увеличение полуоси эллипсоида разрыхления (рис. 2, *д*) и объема эллипсоида выпуска (рис. 2, *е*) наблюдали М. Л. Стебаков и А. И. Филиппенков (рис. 2, *ж*).

Большую базу для повторной разработки открытым или подземным способом создает внедрение на производстве весьма «оригинальных» методов и систем разработки: «метод изолированных зон вторичного разрыхления» (А. Н. Иконников, В. И. Кузнецов, В. П. Карамышев, М. А. Лукоянов, А. Т. Зайцев, П. П. Фельшау); «метод касающихся эллипсоидов выпуска» (П. М. Вольфсон) или «фигур разрыхления» (М. Р. Балхавдаров); «система опускающихся блоков» (Д. В. Мильченко, Н. О. Омарбаев, В. А. Иванов, Г. М. Шакаримова, А. Г. Казначеев). Все эти методы резко противоречат сложившимся здравым представлениям о выборе систем и параметров блоков.

Так, В. И. Кузнецов пишет [65]: «до сего времени научная мысль шла по пути уменьшения проявления горного давления на днища блоков. Новая технология выпуска руды изолированными зонами, напротив, базируется на использовании горного давления как производительной силы при выпуске руды и его большая величина явление желательное». При этой технологии при системах этажного принудительного обрушения в центре блока оставляют опорный целик шириной до 20—30 *м*, один-два ряда выпускных выработок проводят только по краям блока. Под действием горного давления происходит «выжимание руды из участков над опорными целиками» [65]. По нашей рекомендации П. П. Фельшау провел лабораторные опыты по определению влияния нагрузки на траекторию движения частиц. Оказалось, что чем больше давление, тем круче траектория движения частиц, т. е. происходит не выжимание частиц, а прессование, уплотнение их, что приводит к увеличению потерь руды.

При методе П. М. Вольфсона рекомендуется увеличить расстояние между выпускными выработками настолько, что эллипсоиды выпуска (разрыхления) касались. Это предложение непонятно ни с точки зрения теории, ни с точки зрения практики. Касание эллипсоидов — это частный случай из бесчисленных вариантов взаимного расположения эллипсоидов выпуска, когда они не касаются друг друга или взаимно пересекаются. Известно, что потери руды прямо пропорциональны квадрату расстояния между выпускными отверстиями. При касании же эллипсоидов выпуска, например при выпуске руды до начала разубоживания, в блоке останется 50% запасов обрушенной руды.

Суть новой технологии Д. В. Мильченко и других заключается в том, что «Предлагаемая система разработки предусматривает движение отрезанного со всех сторон массива (блока) под действием собственного веса и веса налегающих пород при



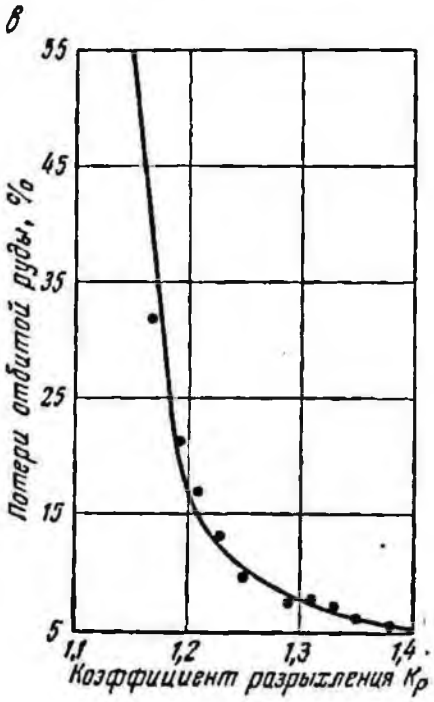
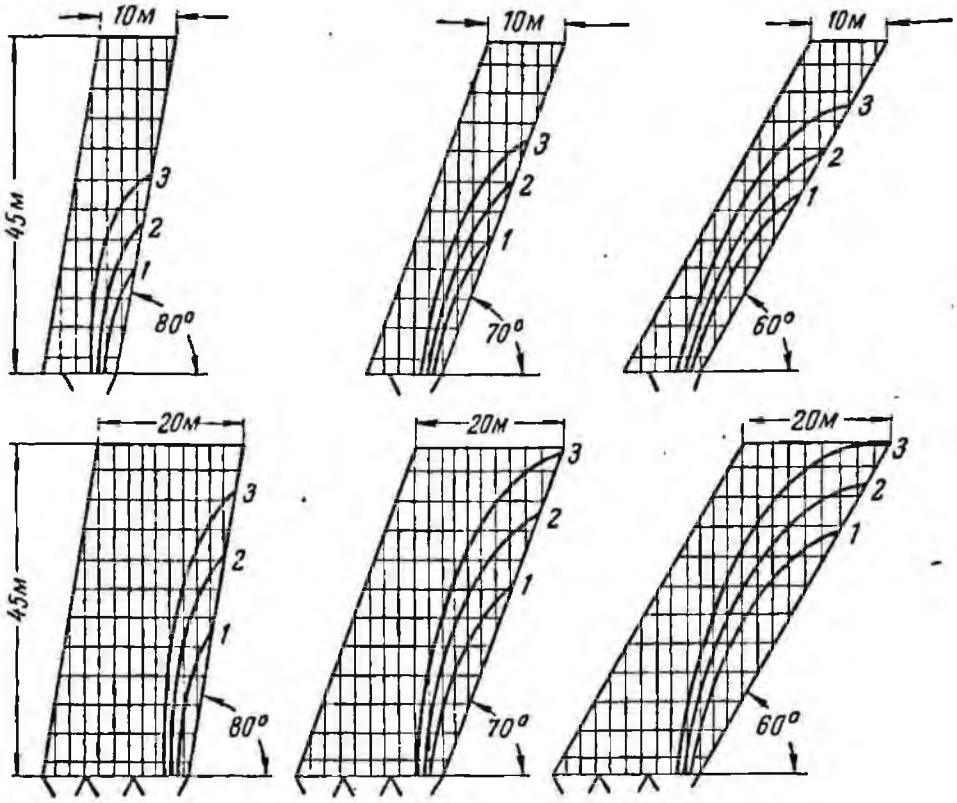


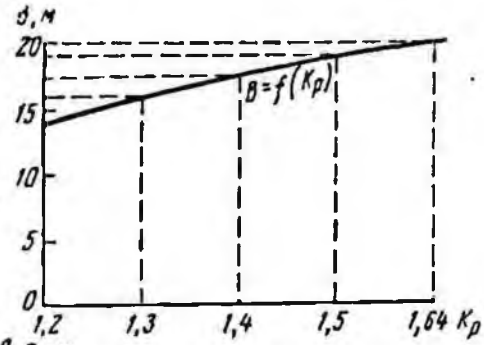
Рис. 2. Зависимость параметров эллипсоидов выпуска и разрыхления, потерь руды на гребнях воронок и на лежачем боку от коэффициента разрыхления:

а — объем эллипсоида выпуска; б — потери руды на гребнях воронок при $K_р$ равном 1,15; 1,2 и 1,38; в — потери руды на гребнях воронок, %; г — потери руды на лежачем боку: 1, 2 и 3 — соответственно при $K_р$ равном 1,5; 1,35 и 1,18; д — полуось эллипсоида разрыхления; е — объем эллипсоида выпуска; ж — объем эллипсоида выпуска по промышленным опытам А. И. Филиппенкова: 1, 2 и 3 — при коэффициентах разрыхления соответственно 1,08; 1,21 и 1,41

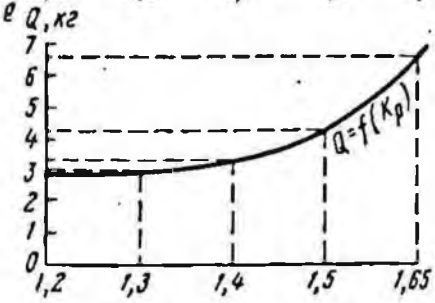
г



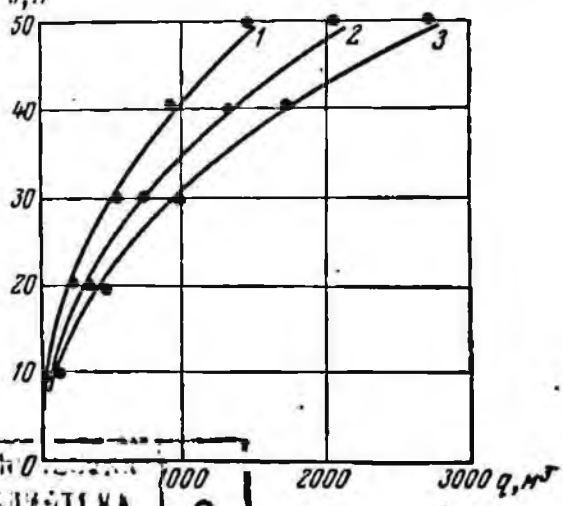
з



е



ж



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА
Шифр
2
Инв. № 24320

2 Заказ 1010

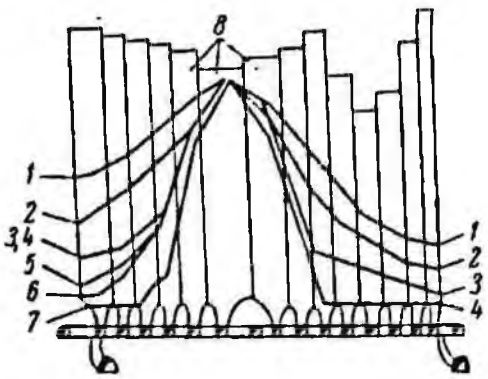


Рис. 3. График исполнения выпуска руды из блока 75—81:

1—7 положение контакта руды с пустой породой соответственно на 1 января, 1 февраля, 1 марта, 1 апреля, 1 мая, 1 июня и 1 июля 1952 г.; 8 — запас руды на пару выпускных отверстий

послойной выемке руды в нижней части этого массива. Эта система. . . позволяет иметь постоянные рабочие места для бурения и заряжания взрывных скважин». Этой системе присущи огромные недостатки: отсутствует резерв отбитой руды, скважины взрывают в условиях максимального зажима, после отбойки одного-двух слоев нижняя часть блока будет настолько разрушена, что бурить скважины станет невозможно. Самопосадка блока сплошным массивом («козлом») при системе этажного самообрушения приводила к потере всего запаса руды в блоке. Часть руды удавалось извлечь при отработке нижнего этажа.

Предложение А. Н. Иконникова и других оставлять в центре блока опорные целики или безвороночные пространства (мертвые зоны) ориентирует на использование отрицательного опыта. При широком применении систем этажного самообрушения и принудительного обрушения в Криворожском бассейне опорные целики создавались в двух случаях: с целью сохранения вентиляционной выработки, проводимой на горизонте скреперования в центре блока, и при некачественной подсечке блока. Безвороночные пространства создавались в следующих случаях: при раздавливании днища в центральной части блока, при плохой подсечке блока, при стремлении скреперистов выпускать руду из крайних (ближайших) выпускных выработок. Однако все эти случаи производственники считали сугубо отрицательными, никакого выжимания руды из центра блока не наблюдали. Опорные целики концентрировали давление на днище блока, что приводило к раздавливанию выпускных выработок.

На рис. 3 представлен график выпуска руды из блока 75—81 шахты «Гигант» [9]. Из рисунка видно, что руду из центральной части блока не удалось выпустить. Днище блока в центре было раздавлено, несмотря на оставление опорного целика в центре блока. Как известно, из-за высоких потерь руды, доходящих до 50%, от применения систем разработки этажного обрушения отказались.

Несмотря на широкое освещение как положительного, так и отрицательного опыта применения систем с массовым обрушением руды и теории истечения сыпучих материалов, многие авторы, занимаясь прожектерством, не учитывают эту теорию и практику горного дела, занимаются сомнительными экспериментами и публикуют еще более сомнительные данные. Например, А. Н. Иконников и другие экспериментируют свою технологию на Саланрском руднике и на шахте «Магнетитовая». Потери и разубоживание по их данным соответственно составили 5,3 и 3,6%. Это невероятно. Напомним, что такой уровень потерь

и разубоживания получен при разработке ценнейших руд Талпахского месторождения при сплошной выемке рудного тела системами с бетонной закладкой.

Д. В. Мильченко и другие провели эксперимент на Салаирском руднике. После искусственной посадки блока «козлом» удалось обрушить только один слой руды высотой 5 *м*, а авторы пишут, что эксперимент продолжается [64].

Недостаточное знание теории истечения сыпучего материала, особенно при отбойке руды в зажатой среде и при торцовом выпуске, привело к большим ошибкам при выборе систем разработки, определению параметров их, к чрезмерному увлечению системами с массовым обрушением руды, в особенности с отбойкой руды в зажиме, и к преждевременному забвению камерных систем разработки. Теория истечения руды поможет установить количество потерянных и разубоженных руд в выработанном пространстве, которые являются базой для повторной разработки месторождений полезных ископаемых.

Глава II

Теория истечения сыпучего материала

§ 1. Общие сведения

Коротко остановимся на основных закономерностях истечения сыпучих материалов и практическом приложении этих закономерностей к определению показателей извлечения руды.

Лабораторными опытами С. С. Минаев доказал, что истечение обрушенной руды происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов вращения. Он их назвал эллипсоидами выпуска.

Исходя из теории стохастических процессов, мы установили, что истечение сыпучих материалов происходит из объемов, которые с незначительными допущениями можно принять за эллипсоиды вращения. Свойство эллипсоида выпуска таково, что частицы, расположенные на его поверхности, приходят к выпускному отверстию одновременно (рис. 4).

Исходя из теории поля, мы установили, что частицы движутся к выпускному отверстию по параболическим траекториям. При выпуске руды движется не вся ее масса, а только определенная часть. Эта зона также имеет форму эллипсоида вращения и называется эллипсоидом разрыхления *2*. По мере выпуска руды эллипсоид разрыхления постепенно достигает сферы влияния выпускного отверстия, которая имеет форму параболоида *3*. Сфера влияния выпускного отверстия — это предельная граница, за которой частицы остаются неподвижными при выпуске любого количества материала из отверстия. Покрывающие породы начинают смещаться, когда вершина эллипсоида разрыхления перейдет за плоскость контакта между рудой и покрывающими породами. Поверхность контакта руды с налегающими породами приобретает форму воронки, которая называется воронкой прогиба *4*. Когда воронка прогиба достигнет выпускного отверстия, начинается выпуск руды вместе с породой и в этом положении воронка прогиба называется воронкой внедрения *5*. При достижении эллипсоидом разрыхления земной поверхности на ней образуется воронка провала *6*.

Показатели извлечения руды определяем следующим образом. Количество извлеченной руды до начала разубоживания равно объему эллипсоида выпуска. Разубоживание начинается с того момента, когда

[1] Глава II и § 1—7 главы III, § 1 главы IV, § 1 главы VI написаны совместно с А. Г. Дейнекой.

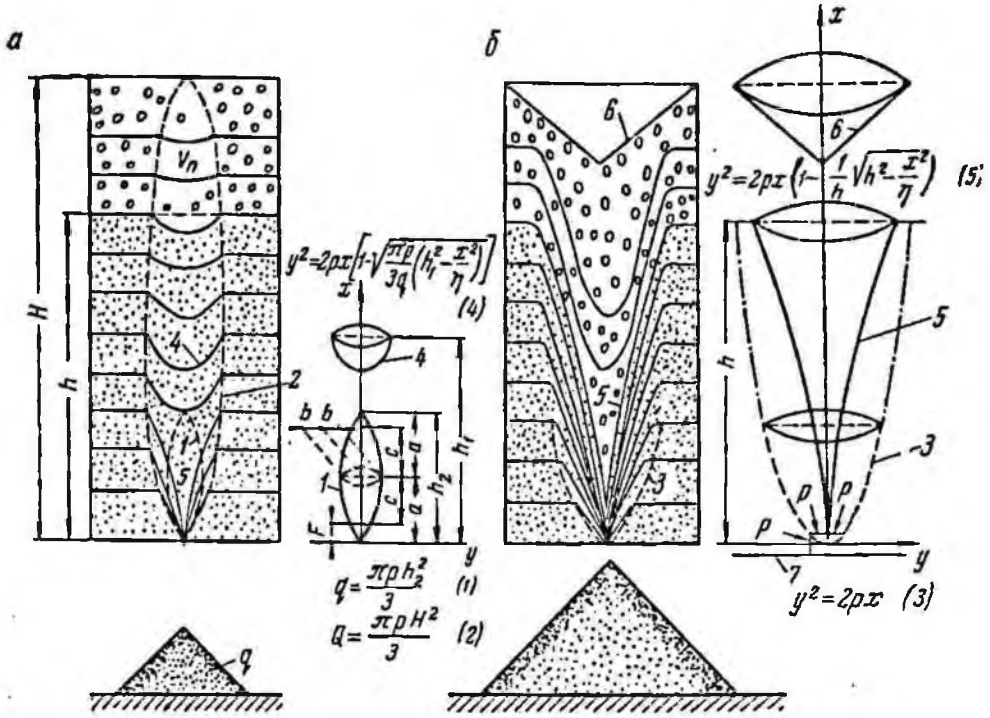


Рис. 4. Образование эллипсоидов выпуска и разрыхления при истечении сыпучего материала:

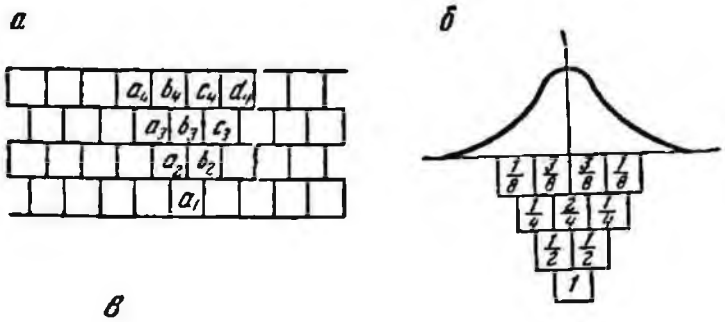
а — первая стадия выпуска; б — выход эллипсоида разрыхления на поверхность; 1 — эллипсоид выпуска; 2 — эллипсоид разрыхления; 3 — область влияния выпускного отверстия; 4 — воронка прогиба; 5 — воронка внедрения; 6 — воронка провала; 7 — директриса параболы

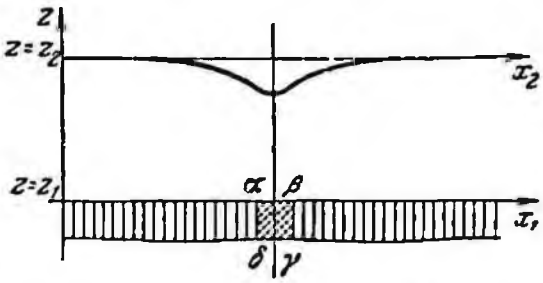
высота эллипсоида выпуска становится больше высоты слоя руды.

Ниже дано строго математическое описание процесса перемещения обрушенной руды и пород в отрабатываемом блоке и зонах обрушения, даны теоретические основы методики прогнозирования показателей извлечения руды.

Проф. Е. Литвинишин (Польша) рассматривает процесс сдвижения рыхлых тел как случайный процесс, который можно исследовать методом теории вероятностей. Для выяснения процесса смещения частиц на различных горизонтах рассмотрена модель стохастической среды (рис. 5). Каждая клетка содержит шар. Расположим систему так, что если шар удален из клетки слоя I, он замещается шаром из клетки a_2 или b_2 слоя II. Отсутствующие теперь шары в слое II (например, в клетке a_2) будут замещаться шарами a_3 или b_3 из слоя III. Таким образом, удаление шара в слое I повлечет за собой удаление одного шара в верхних слоях.

Если мы удалим из клетки, например, a_1 не один шар, а последовательно будем выпускать множество шаров, то ряд клеток в верхних слоях будет оставаться пустым. Граничный район пустых клеток образует ступенчатую линию. При достаточном числе слоев и удаленных шаров ступенчатая линия приближается к кривой Гаусса $K_г$, симметричной по отношению к вертикальной линии, проходящей через центр клетки. Е. Литвинишин рассматривает образование мульды прогиба на горизонте z_2 под воздействием





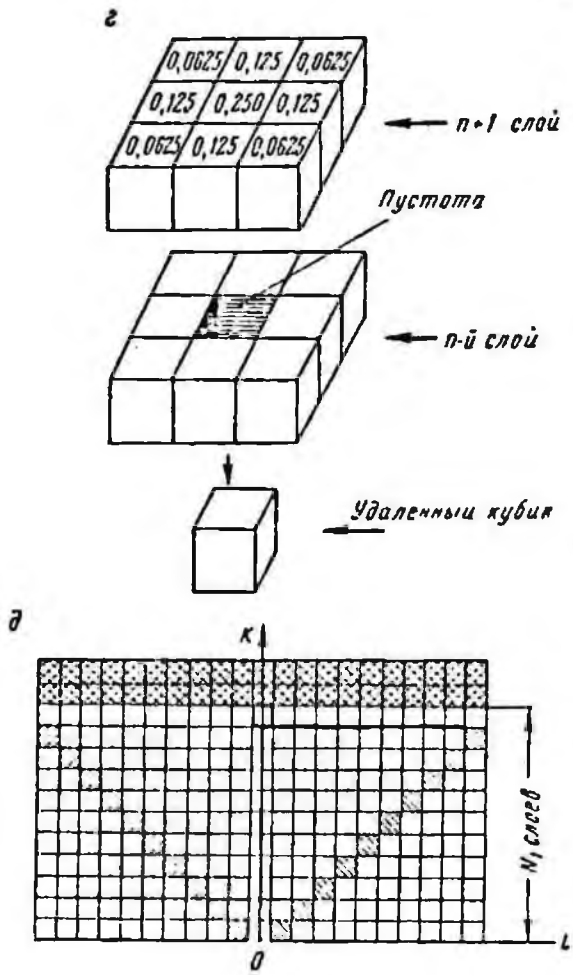


Рис. 5. Модель стохастической среды по Е. Литвинишину:

а — расположение клеток с шарами; б — кривая Гаусса; в — образование мульды прогиба; г — по Д. Джолли; д — по В. А. Горбунову

извлечения элементарного объема на горизонте z_1 ($z_2 \geqslant z_1$).

Из функции влияния, выраженной кривой Гаусса, следует, что края воронки (мульды) прогиба уходят в бесконечность. Однако экспериментально установлено, что отличный от 0 прогиб проявляется на некотором конечном отрезке. Это явление объясняется тем, что место выпавшей частицы может занять не любая частица, расположенная в следующем вышележащем слое, а лишь одна из частиц, граничных с ней. Кроме того, из-за наличия сил трения и сцепления происходит затухание процесса.

Чтобы определить конечные контуры воронки прогиба, исходя из модели стохастической среды, надо знать факторы, ограничивающие распространение воронки прогиба в бесконечность. Эта задача решена нами (см. главу VIII, § 5).

Аналогичную модель применил в 1968 г. Джолли при электронном моделировании выпуска руды под обрушенными породами [46]. Вероятность истечения кубиков в объемной модели по Джолли показана на рис. 5, *г*. Эту модель использовал В. А. Горбунов при исследовании системы управления процессом выпуска руды (см. главу V, § 2).

В модели Джолли и В. А. Горбунова сфера влияния выпускного отверстия ограничена конусом, образующая которого составляет угол, равный 45°, с горизонтальной поверхностью (см. рис. 5, *д*).

Мы приняли модель, состоящую из шаров. При этом стало возможным учесть плотность упаковки шаров. В идеальной сыпучей среде угол границы сферы влияния выпускного отверстия в зависимости от упаковки меняется от 30 до 60°.

§ 2. Исследование истечения идеальной сыпучей среды на основе теории стохастических процессов

Модели идеальной сыпучей среды. Под идеальной средой понимаем среду, состоящую из отдельных, одинаковых по размерам, абсолютно не деформирующихся, правильных шарообразных частиц, точка приложения силы веса которых совпадает с их центром. В этой среде действуют только силы гравитации. Отсутствуют сцепление, трение и вторичное разрыхление. Модель этой среды для случая плоской задачи при выпускном отверстии размером, равным диаметру частицы, приведена на рис. 6. Вся зона над выпускным отверстием заполнена частицами, центры которых смещены по горизонтали на радиус по отношению к верхним и нижним частицам.

Наиболее вероятное расположение частиц в модели установил И. И. Кандауров. При рассмотрении наиболее плотного расположения частиц задача сводится к отысканию наибольшего числа контактов у одной частицы с другими. Эта задача эквивалентна известной геометрической задаче: как положить на плоскость максимум одинаковых по размеру монет. Согласно решению этой задачи наибольшая плотность заполнения плоскости будет при условии, если каждый круг будет касаться шести расположенных рядом кругов. Очевидно, менее плотная упаковка характерна для структуры, каждая частица которой

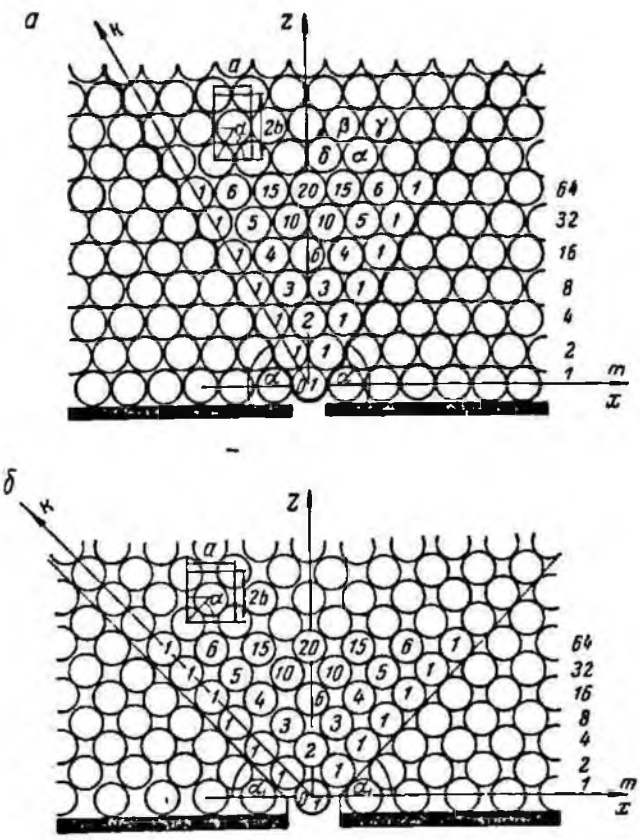


Рис. 6. Модели идеальной сыпучей среды в плоской задаче:
а — упаковка с шестью контактами; б — упаковка с четырьмя контактами

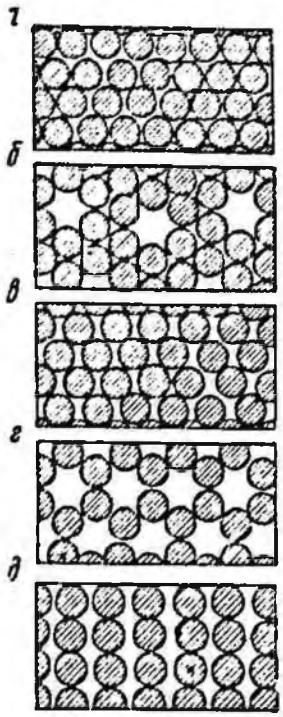


Рис. 7. Возможные структуры идеальной сыпучей среды в плоской задаче с упаковками:
а, б, в, г и д — соответственно 6, 5, 4, 3 и 2 контакта

касается пяти, четырех, трех, двух частиц (рис. 7).

Наиболее вероятной является структура, у которой частицы имеют по четыре рабочих контакта (см. рис. 6, *б*).

Коэффициент разрыхления среды η определяется как отношение объема пространства V, приходящегося на две частицы в среде, к объему самих частиц V_0 (см. рис. 6):

$$V = 2bad = 2d^3 \sin 2\alpha;$$

$$V_0 = \frac{1}{3}\pi d^3; \qquad (II.1)$$

$$\eta = \frac{V}{V_0} = \frac{6}{\pi}\sin 2\alpha,$$

где a и b — соответственно расстояние между центрами частиц по горизонтали и вертикали; $a = 2d\cos\alpha$ и $b = d\sin\alpha$; d — диаметр частицы; α — острый угол, образованный границей области влияния выпускного отверстия с осью OX.

Угол α в зависимости от упаковки изменяется в пределах $30° \leqslant \alpha \leqslant 60°$.

Из формулы (II.1) видно, что разрыхление идеальной сыпучей среды зависит от величины острого угла α.

Значение α, при котором $\eta = \max$, определяется из условия

$$\eta' = 0;$$

$$\eta' = \frac{12}{\pi}\cos 2\alpha = 0;$$

$$\alpha = \frac{\pi}{4};$$

$$\eta'' = -\frac{24}{\pi}\sin 2\alpha < 0,$$

т. е. при $\alpha = \frac{\pi}{4}$ $\eta_{max} = 1{,}91$.

Наименьшее разрыхление при $\alpha = \frac{\pi}{3}$ будет $\eta = 1{,}66$. Таким образом, $1{,}66 \leqslant \eta \leqslant 1{,}91$.

Из рис. 6, *б* видно, что возможные смещения частиц аналогичны смещениям в модели с наиболее плотной упаковкой частиц (см. рис. 6, *а*). Параметры a и b характеризуют плотность упаковки частиц в модели.

В дальнейшем рисунки даны для среды с плотной упаковкой.

В модели (см. рис. 6, *а*) смещение любой частицы подвержено случаю. Действительно, если взять три частицы α, β и γ, то при смещении частицы α возможность перемещения частиц β или γ на место частицы α одинакова.

Смещение любой частицы β на нижележащий горизонт в области влияния выпускного отверстия возможно только на место частиц δ или α. Область перемещения частиц для модели, приведенной на рис. 6,

ограничена частицами с координатами их центров (в косоугольной системе координат KOm):

$$m = -1;$$
$$m = K + 1,$$

где K и m — соответственно номера горизонтов и частиц на горизонтах, начиная с нуля.

При выпуске одной частицы из отверстия на каждом горизонте в области влияния этого отверстия смещается только одна из частиц. Смещение частиц на каждом горизонте при отдельных испытаниях (выпуск одной частицы из отверстия) зависит от случайных факторов. При этом смещение любой частицы горизонта не зависит от смещения любой другой частицы этого же горизонта при других испытаниях.

Установим закон распределения вероятностей смещения частиц при выпуске.

Вероятность смещения частицы с координатами (0,0) равна единице (см. рис. 6). Из условия равной вероятности ($P = \frac{1}{2}$) смещения любой частицы горизонта на освободившееся место получим распределение вероятностей смещения частиц, показанное на рис. 6. Числители вероятностей смещения частиц приведены на модели, а знаменатели их вынесены за модель справа. Числа на модели показывают число возможных путей частицы к выпускному отверстию. Числа справа равны сумме чисел каждого горизонта.

Распределение значений вероятностей смещения частиц такое, что знаменателем каждой дроби является 2^k. Числители этой системы чисел по расположению и по величинам представляют собой треугольник Паскаля. Тогда

$$C_K^m = \frac{K!}{m!\,(K-m)!}.$$

Вероятность смещения частицы $\alpha\,(m,\ K)$ подчиняется закону

$$P_1\,(m,\ K) = C_K^m \cdot 0{,}5^k. \qquad (II.2)$$

Докажем справедливость этого закона, пользуясь способом доказательства по индукции.

Положим, что для n-го горизонта справедливо такое распределение вероятностей

$$\frac{n!}{0!\,(n-0)!}\,0{,}5^n;\quad \frac{n!}{1!\,(n-1)!}\,0{,}5^n;$$
$$\frac{n!}{2!\,(n-2)!}\,0{,}5^n;\ \ldots;\quad \frac{n!}{n!\,(n-n)!}\,0{,}5^n.$$

Распределение значений вероятностей на $n+1$-м горизонте в области влияния выпускного отверстия получаем из условия, что смещение любой частицы $n+1$-го горизонта равно половине суммы вероятностей двух нижележащих под ней частиц, т. е.

$$\frac{1}{2}\,\frac{n!}{0!\,(n-0)!}\,0{,}5^n;\quad \frac{1}{2}\,0{,}5^n\left[\frac{n!}{0!\,(n-0)!} + \frac{n!}{1!\,(n-1)!}\right];\quad \frac{1}{2}\,0{,}5^n\left[\frac{n!}{1!\,(n-1)!} + \frac{n!}{2!\,(n-2)!}\right];\ \ldots;\quad \frac{1}{2}\,0{,}5^n\,\frac{n!}{n!\,(n-n)!}.$$

$$\frac{(n+1)!}{0!\,(n+1-0)!}\,0{,}5^{n+1};\quad \frac{(n+1)!}{1!\,(n+1-1)!}\,0{,}5^{n+1};$$
$$\frac{(n+1)!}{2!\,(n+1-2)!}\,0{,}5^{n+1};\ \ldots;$$
$$\frac{(n+1)!}{(n+1)!\,(n+1-n-1)!}\,0{,}5^{n+1}.$$

Из полученных значений видно, что вероятности смещения любой частицы на $n+1$-м горизонте подчиняются закону (II.2).

Таким образом, если закон распределения вероятностей (II.2) справедлив для некоторого n-го горизонта, то справедлив и для $n+1$-го горизонта. Из рис. 6 видно, что

закон справедлив для $n = 0, 1, 2, 3, 4$, 5-го горизонтов, а следовательно, он справедлив и для всех горизонтов в области влияния выпускного отверстия.

$P_1(m, K)$ является функцией целых аргументов.

Из рассмотрения треугольника Паскаля (см. рис. 6) и по теории вероятностей видно, что функция распределения вероятностей (II.2) симметрична относительно оси с уравнением

$$m = \frac{K}{2}. \qquad (II.3)$$

Из формулы (II.2) видно, что ее максимальное значение для K горизонта зависит от величины C_K^m. Эта функция имеет два максимальных значения при $m = \frac{K}{2} \pm \frac{1}{2}$ для нечетных горизонтов и одно при $m = \frac{K}{2}$ для четных горизонтов, ибо знаменатель при этих значениях наименьший. В формуле (II.2) величина $0{,}5^k$ — показательная функция. Ее значения уменьшаются с возрастанием K. Изменение максимальных значений функции (II.2) для горизонтов K и $K + 2$ определяем как отношение максимальных значений

$$\frac{C_{k+2}^{\frac{k}{2}+1} \cdot 0{,}5^{k+2}}{C_k^{\frac{k}{2}} \cdot 0{,}5^k} = \frac{(k+2)!}{\left[\left(\frac{k}{2}+1\right)!\right]^2} \times$$

$$\times \frac{\left[\left(\frac{k}{2}\right)!\right]^2}{K!} 0{,}5^2 = \frac{k+1}{k+2}.$$

Максимальные значения функции (II.2) через каждые два горизонта изменяются в $\frac{k+1}{k+2}$ раз. К такому же выводу придем, если рассмотрим скорость изменения максимальных значений функции (II.2) при нечетных значениях K.

Из зависимости изменения максимальных значений для K и $K + 2$-го горизонтов видно, что с удалением от нулевого горизонта их значения практически мало изменяются, ибо

$$\lim_{k \to \infty} \frac{k+1}{k+2} = \lim_{k \to \infty} \frac{1 + \frac{1}{k}}{1 + \frac{2}{k}} = 1.$$

В прямоугольной системе координат XOZ (см. рис. 6)

$$K = \frac{Z}{b}; \quad m = \frac{Z}{2b} + \frac{X}{a}.$$

Подставив в формулу (II.2) эти значения, получим

$$P_1(X, Z) = C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{X}{a}} \cdot 0{,}5^{\frac{Z}{b}}. \qquad (II.4)$$

Графическое изображение функции (II.4) для горизонтов от 1 до 19 показано на рис. 8, *а* (значения функции отмечены точками). Ось симметрии OZ функции $P_1(X, Z)$ имеет уравнение (II.3) в системе координат KOm.

На рис. 9 приведены модели для случаев, когда выпускные отверстия равны 2 и 5 диаметрам частицы. При этом числители вероятностей смещения частиц приведены на модели, а знаменатели их для каждого горизонта вынесены за модель справа.

В пространственной задаче частицы в модели располагаются в двух взаимно-перпендикулярных направлениях. Модель этой среды приведена на рис. 10. Размещение частиц на горизонтах симметрично относительно оси OZ и показано на рис. 11, *а*. На рис. 11, *б* приведена

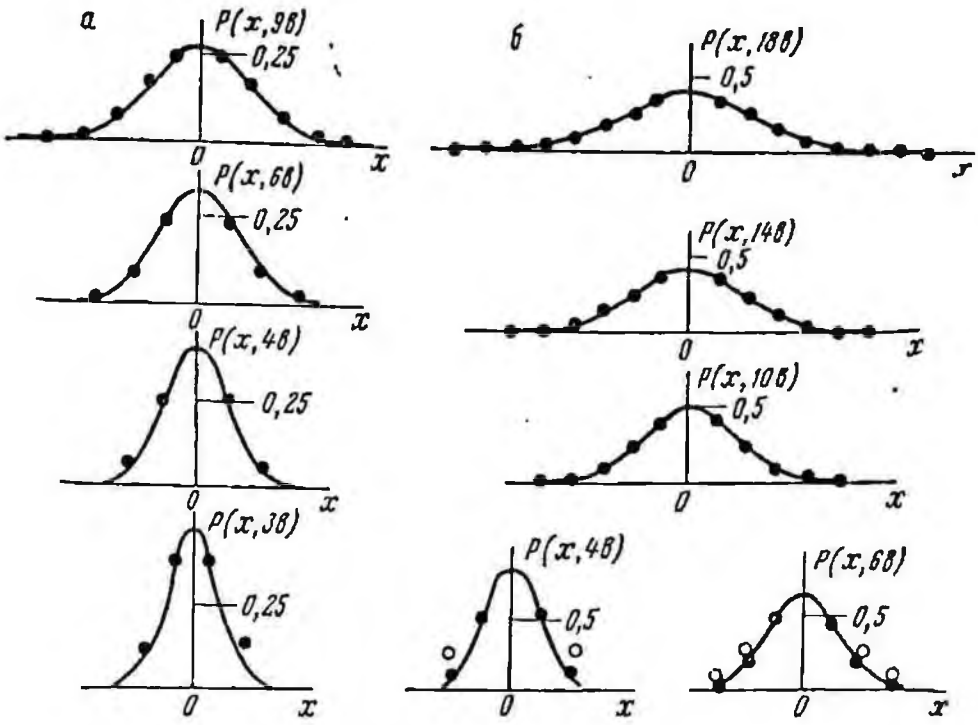


Рис. 8. Распределение вероятностей смещения частиц по горизонтам (плоская задача):

а — при выпускном отверстии размером, равном одному диаметру частицы; б — размером, равном четырем диаметрам частицы

пространственная область влияния выпускного отверстия. Частицы имеют структуру с наиболее плотной упаковкой. Частицы показаны кубической формы. Упаковка частиц идеальной среды может иметь различную плотность.

По аналогии с плоской задачей без строгого математического обоснования за наиболее плотную упаковку принимают гексагональную (12 контактов одной частицы с другими). Менее плотная упаковка у структуры, каждая частица которой касается от одиннадцати до четырех окружающих ее частиц (см. рис. 10).

Типичной является структура, частицы которой имеют восемь контактов. Это подтверждается опытами.

Коэффициент разрыхления среды η определяется как отношение объема пространства V, приходящегося на три частицы в среде, к объему самих частиц V_0

$$V = a^2 b = 2\,d^3 \sin 2\alpha \cos \alpha;$$

$$V_0 = \frac{1}{3}\,\pi d^3;$$

$$\eta = \frac{V}{V_0} = \frac{6}{\pi} \sin 2\alpha \cos \alpha,$$

где обозначения входящих величин те же.

В зависимости от упаковки угол α изменяется в пределах $30° \leqslant \alpha \leqslant 45°$.

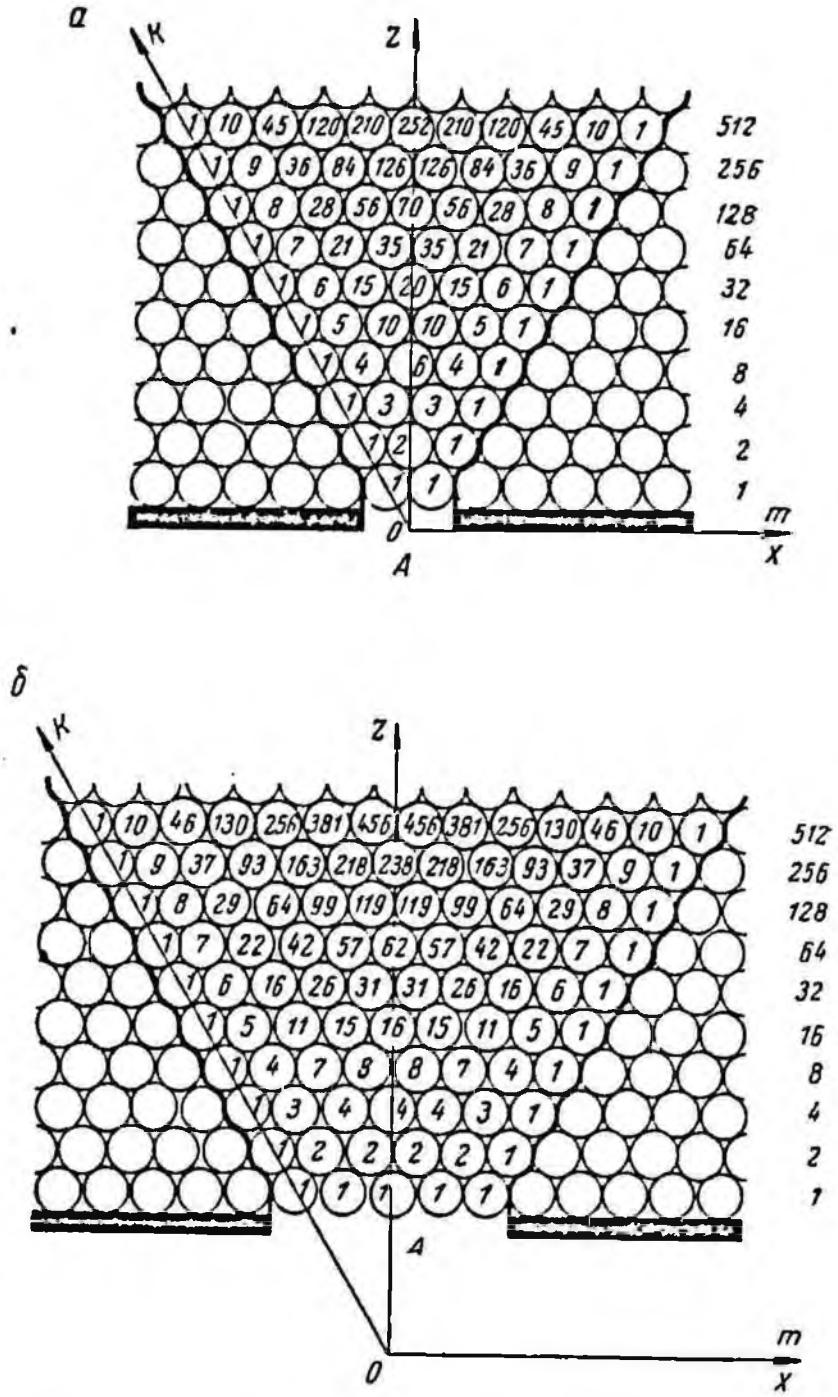


Рис. 9. Модель идеальной среды с выпускным отверстием равным: а — *двум диаметрам частицы;* б — *пяти диаметрам частицы*

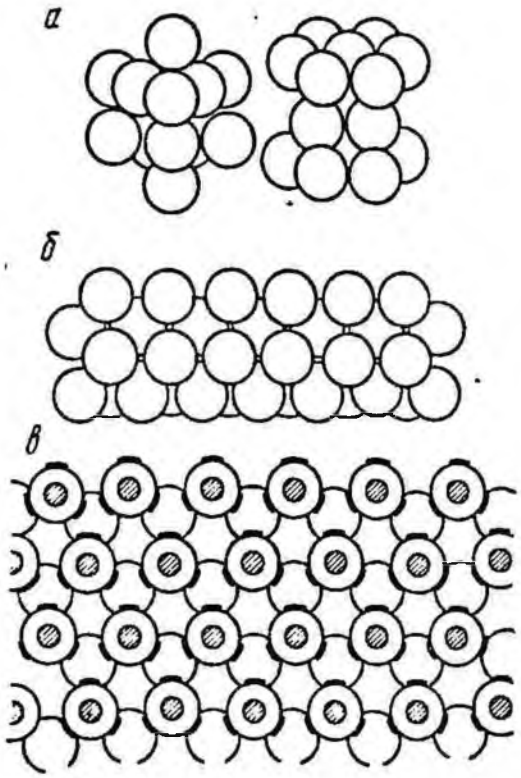


Рис. 10. Возможные структуры идеальной сыпучей среды в пространственной задаче с упаковками:

а — 12 контактов; б — 8 контактов; в — 4 контакта

Значение α, при котором $\eta = \max$, определяется из условия

$$\eta' = 0;$$

$$\eta' = \frac{12}{\pi}\cos^3\alpha - \frac{24}{\pi}\sin^2\alpha\cos\alpha = 0;$$

$$\alpha = \arcsin\sqrt{\frac{1}{3}};$$

$$\eta'' = -\frac{84}{\pi}\cos^2\alpha\sin\alpha + \frac{24}{\pi}\sin\alpha < 0,$$

т. е. при $\alpha = \arcsin\sqrt{\frac{1}{3}}$.

Наибольшее разрыхление среды при $\eta = 1{,}47$.

Наименьшее разрыхление при $\alpha = 45°$ будет $\eta = 1{,}35$.

Из рассмотрения сред с различным начальным разрыхлением следует, что возможные смещения частиц аналогичные. Параметры a и b характеризуют плотность упаковки частиц в модели. Поэтому в дальнейшем рисунки даны для среды плотной упаковки.

Пространственная область влияния выпускного отверстия ограничена частицами, центры которых расположены на поверхности, с уравнением

$$Z = (|X| + |Y|)\,\mathrm{tg}\,\alpha.$$

Дискретная функция распределения вероятностей смещения частиц. На практике сыпучий материал всегда выпускают из отверстий, значительно превосходящих размеры одной частицы. При плотной упаковке исследуемые модели (плоская задача) показаны на рис. 9.

Частицы нижнего горизонта, непосредственно расположенные над выпускным отверстием, имеют вероятность смещения равную единице. Каждая из этих частиц образует поле распределения вероятностей, как в случае, рассмотренном выше (см. рис. 6). Исходя из взаимного расположения, области влияния каждой из этих частиц пересекаются. Ось симметрии каждой из областей влияния смещена от оси выпускного отверстия на абсциссу соответствующей частицы. Функцию распределения вероятностей смещения частиц в модели с выпускным отверстием размером S получаем по методу индукции

$$P_S(X_1, Z_1) = 0{,}5^{\frac{Z_1}{b}} \sum_{K=0}^{K=\frac{S-a}{a}} C_{\frac{Z_1}{b}}^{\frac{Z_1}{2b}+\frac{X_1}{a}+\frac{S-a}{2a}-K}. \qquad (11.5)$$

$P_S(X_1, Z_1)$ является дискретной функцией распределения вероят-

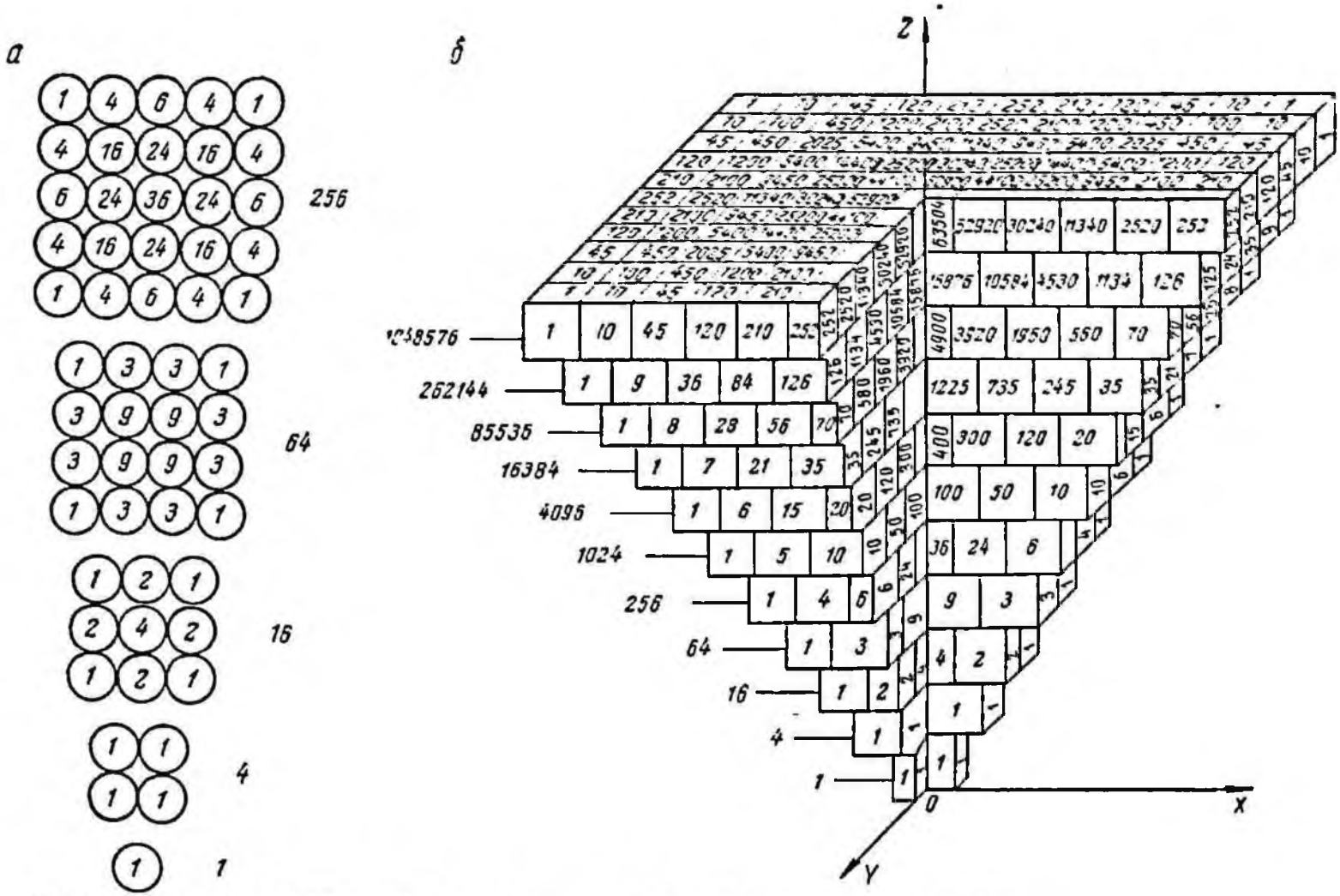


Рис. 11. Вероятности смещения частиц идеальной сыпучей среды в пространственной задаче:
а — по горизонтам; б — в области влияния выпускного отверстия

постей смещения частиц целых аргументов для выпускного отверстия любого размера.

Значения вероятностей смещения частиц в моделях при различных размерах выпускного отверстия (см. рис. 9) подтверждает приведенную выше закономерность (II.5).

В системе координат KOm (см. рис. 9)

$$m = m_1 + \frac{S-a}{2a}; \qquad K = K_1 + \frac{S-a}{a}.$$

Формула (II.5) в системе координат KOm имеет вид

$$P_S(m, K) = 0{,}5^{K-\frac{S-a}{a}} \sum_{n=0}^{n=\frac{S-a}{a}} C^{m-n}_{K-\frac{S-a}{a}}.$$

Сумму можно записать

$$\sum_{n=0}^{n=\frac{S-a}{a}} C^{m-n}_{K-\frac{S-a}{a}} = C^{m}_{K-\frac{S-a}{a}} + C^{m-1}_{K-\frac{S-a}{a}} + \ldots + C^{m-\frac{S-a}{a}}_{K-\frac{S-a}{a}} =$$

$$= C^m_K \left[\frac{\left(K - m - \frac{S-a}{a} + 1\right) \ldots (K-m)}{\left(K - \frac{S-a}{a} + 1\right) \ldots K} + \right.$$

$$+ \frac{\left(K - m - \frac{S-a}{a} + 2\right) \ldots (K-m)m}{\left(K - \frac{S-a}{a} + 1\right) \ldots K} + \cdot$$

$$\left. + \ldots + \frac{\left(m - \frac{S-a}{a} + 1\right) \ldots m}{\left(K - \frac{S-a}{a} + 1\right) \ldots K} \right].$$

Выражение, стоящее в квадратных скобках, при $K \to \infty$ и $m = \frac{1}{2}K$ стремится к $\frac{1}{2^{\frac{S-a}{a}}} \cdot \frac{S}{a}$. Поэтому

$$P_S(m, K) = \frac{S}{a} 0{,}5^K C^m_K.$$

Следовательно,

$$P_S(m, K) = \frac{S}{a} P(m, K)$$

Разделив функцию $P_S(m, K)$ на постоянную величину $\frac{S}{a}$, получим приведенную дискретную функцию распределения вероятностей смещения частиц в системе координат XOZ

$$P(X, Z) = 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C^{\frac{Z}{2b} + \frac{X}{a}}_{\frac{Z}{b}}, \qquad (II.6)$$

которую в дальнейшем будем называть дискретной функцией распределения вероятностей смещения частиц.

При этом

$$X = X_1,$$

$$\frac{Z}{b} = \frac{Z_1}{b} + \frac{S-a}{a},$$

где Z_1 — ордината частицы в системе координат $X_1O_1Z_1$.

Графическое изображение функции (II.5) для горизонтов от 1-го до 15-го для выпускного отверстия размером в четыре диаметра частицы показано на рис. 8, *б*. Значения функции (II.6) показаны кружками, а функции $P_1(m_1, K_1)$ — показаны точками. На трех верхних горизонтах светлые кружки и темные точки совпали.

В пространственной задаче из анализа расположения частиц (см. рис. 11) видно, что любая частица замещается одной из четырех над ней лежащих. Каждая частица имеет одинаковую возможность опуститься на нижний горизонт по двум взаимно-перпендикулярным направлениям. Возможности смещения частиц в этих двух направлениях взаимно независимы.

Функциями распределения вероятностей смещения по каждому направлению являются:

$$P(X, Z) = 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{X}{a}};$$

$$P(Y, Z) = 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{Y}{a}}.$$

Вероятность сложного события, состоящего в том, что произошло смещение частицы A (X, Y, Z), зависящее от двух независимых случайных величин X и Y, на основании теоремы умножения вероятностей для независимых событий, равна

$$P_1(X, Y, Z) = 0{,}5^{\frac{2Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{X}{a}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{Y}{a}}. \qquad (II.7)$$

Значения вероятностей смещения частиц, вычисленных по формуле (II.7), совпадают с непосредственно определенными на модели (см. рис. 11).

Функция распределения вероятностей смещения частиц зависит от количества частиц, расположенных у выпускного отверстия, и от его формы. Пространственные области влияния каждой из этих частиц накладываются как в плоской задаче.

В общем виде функция распределения вероятностей смещения частиц при выпускном отверстии площадью, равной S

$$P_S(X_1, Y_1, Z_1) = \sum_{n=1}^{n=\frac{S}{W}} P_n(X_1, Y_1, Z_1), \qquad (II.8)$$

где W — площадь выпускного отверстия, приходящаяся на одну частицу; P_n (X_1, Y_1, Z_1) — функция распределения вероятностей смещения частиц в области влияния n-й частицы, расположенной у выпускного отверстия.

Для прямоугольного сечения выпускного отверстия функцией распределения $P_i(X_1, Z_i)$ в зависимости от числа i частиц, расположенных непосредственно над выпускным отверстием по оси OX, является

$$P_i(X_1, Z_i) = 0{,}5^{\frac{Z_1}{b}} \sum_{n=0}^{n=i-1} C_{\frac{Z_1}{b}}^{\frac{Z_1}{2b} + \frac{X_1}{a} + \frac{i-1}{2} - n}, \qquad (II.9)$$

где $i = \frac{L}{a}$; L — ширина выпускного отверстия вдоль оси OX.

Функцией распределения вероятностей смещения P_j (Y_1, Z_j) в зависимости от числа j частиц, расположенных у выпускного отверстия по оси OY, будет

$$P_j(Y_1, Z_j) = 0{,}5^{\frac{Z_1}{b}} \sum_{l=0}^{l=j-1} C_{\frac{Z_1}{b}}^{\frac{Z_1}{2b} + \frac{Y_1}{a} + \frac{j-1}{2} - l}, \qquad (II.10)$$

где $j = \frac{M}{a}$; M — ширина выпускного отверстия вдоль оси OY.

Двумерной функцией распределения вероятностей смещения частиц в зависимости от числа i частиц, расположенных у выпускного отверстия по оси OX, и от числа j частиц, расположенных по оси OY, является

$$P_{ij}(X_1, Y_1, Z_i, Z_j) = P_i(X_1, Z_i)\, P_j(Y_1, Z_j). \qquad (II.11)$$

Функции (II.7), (II.8) и (II.11) являются дискретными функциями целых аргументов. Формулы (II.8) и (II.11) при прямоугольном выпускном отверстии эквивалентны.

В плоской задаче получена приведенная дискретная функция распределения вероятностей смещения частиц для моделей с выпускным отверстием, большим размера ча-

стицы. Поэтому формулы (II.9) и (II.10) соответственно запишем

$$P_l(X, Z_l) = 0{,}5^{\frac{Z_l}{b}} C_{\frac{Z_l}{b}}^{\frac{Z_l}{2b}+\frac{X}{a}};$$

$$P_j(Y, Z_j) = 0{,}5^{\frac{Z_j}{b}} C_{\frac{Z_j}{b}}^{\frac{Z_j}{2b}+\frac{Y}{a}},$$

где $X = X_1$; $Y = Y_1$; $Z_l = Z_1 + \frac{S_l - a}{2}\operatorname{tg}\alpha$; $Z_j = Z_1 + \frac{S_j - a}{2}\operatorname{tg}\alpha$.

При натуральных значениях аргументов a и b соответственно равны

$$\Gamma(a) = \Gamma(n) = (n-1)!;$$

$$B(a, b) = B(n, l) = \frac{(n-1)!\,(l-1)!}{(n+l-1)!}.$$

Так как функция $0{,}5^{\frac{Z}{b}}$ существует и при непрерывных значениях $\frac{Z}{b}$, то, заменяя факториалы через функцию Г, получим в плоской задаче

$$P_S(X_1, Z_1) = 0{,}5^{\frac{Z_1}{b}} \sum_{k=0}^{K=\frac{S-a}{a}} \frac{\Gamma\left(\frac{Z_1}{b}+1\right)}{\Gamma\left(\frac{Z_1}{2b}+\frac{X_1}{a}+\frac{S-a}{2a}-K+1\right)\times \Gamma\left(\frac{Z_1}{2b}-\frac{X_1}{a}-\frac{S-a}{2a}+K+1\right)}, \qquad (II.12)$$

Подставляя в формулу (II.11) эти значения, получим приведенные дискретные функции распределения вероятностей смещения частиц в пространственной задаче.

Выразим дискретные функции распределения вероятностей (II.4) и (II.5) через функции непрерывных аргументов с использованием гамма Г и бета В функций.

Известно, что интеграл Эйлера второго рода, или функция Г, имеет вид

$$\Gamma(a) = \int_0^\infty t^{a-1}e^{-t}\,dt.$$

Интеграл Эйлера первого рода, или функция В, имеет вид

$$B(a, b) = \int_0^1 t^{a-1}(1-t)^{b-1}\,dt.$$

а через функцию В

$$P_S(X_1, Z_1) = 0{,}5^{\frac{Z_1}{b}}\left(\frac{Z_1}{b}+1\right)^{-1}\times \sum_{K=0}^{K=\frac{S-a}{a}} B^{-1}\left(\frac{Z_1}{2b}+\frac{X_1}{a}+\frac{S-a}{2a}-K+1,\ \frac{Z_1}{2b}-\frac{X_1}{a}-\frac{S-a}{2a}+K+1\right).$$

Графики функции (II.12) точно проходят через значения функции (II.5).

Используя приведенную дискретную функцию распределения вероятностей смещения, получим для плоской задачи

$$P(X, Z) = 0{,}5^{\frac{Z}{b}}\times \frac{\Gamma\left(\frac{Z}{b}+1\right)}{\Gamma\left(\frac{Z}{2b}+\frac{X}{a}+1\right)\Gamma\left(\frac{Z}{2b}-\frac{X}{a}+1\right)}. \qquad (II.13)$$

Аналогично можно получить непрерывную функцию распределения вероятностей смещения частиц и в пространственной задаче.

Асимптотическая функция распределения вероятностей смещения частиц. Для упрощения закономерностей истечения сыпучих материалов перейдем к асимптотической функции распределения вероятностей.

Из теории вероятностей известно, что кривая биноминального распределения может быть аппроксимирована кривой нормального распределения

$$\sqrt{KPq}\ P(m, K) : \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}t^2} \to 1$$

при $K \to \infty$,

где $t = \frac{m - KP}{\sqrt{KPq}}$.

Тогда можно записать

$$P(m, K) = \frac{1}{\sqrt{2\pi KPq}} \exp\left[-\frac{1}{2KPq}(m - Kq)^2\right].$$

Подставив $P = q = \frac{1}{2}$, получим асимптотическую функцию распределения вероятностей смещения частиц в системе координат XOZ (см. рис. 6)

$$P(X, Z) = \sqrt{\frac{2b}{\pi Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right). \qquad (II.14)$$

Функция (II.14) табулирована, она непрерывна в следующих пределах: $-\infty < X < +\infty$ и $0 < Z < +\infty$. В точке (0,0) она превращается в неопределенность.

Определим экстремум этой функции

$$P'_X(X, Z) = -\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right) \frac{4bX}{Za^2} = 0.$$

Так как

$$\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right) = P(X, Z) \neq 0,$$

тогда $\frac{4bx}{Za^2} = 0$, откуда $4bX = 0$, или $X = 0$, т. е. точки с координатами (O и Z) являются подозрительными точками на экстремум.

Беря вторую производную по X от функции (II.14), получим

$$P''_{XX}(X, Z) = \sqrt{\frac{2b}{\pi Z}} \times \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right) \frac{4b}{Za^2}\left(\frac{4bX^2}{Za^2} - 1\right).$$

Подставляя $X = 0$, получим

$$P''_{XX}(X, Z) = -\frac{4b}{Za^2}\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}}.$$

Так как $Z \geqslant 0$, то $P''_{XX}(X, Z) < 0$. Это значит, что в точках (O, Z) функция (II.14) имеет максимум.

Значения вероятностей в точках (O, Z) равны

$$P(O, Z) = \sqrt{\frac{2b}{\pi Z}}.$$

Эта формула дает зависимость изменения значения максимума функции (II.14) от высоты горизонта Z, при этом максимум не зависит от абсциссы X.

При $Z \to 0$ $P(O, Z) \to \infty$; при $Z \to +\infty$ $P(O, Z) \to 0$.

Из исследования функции (II.14) видно, что для достаточно близких к нулевому горизонту частиц она плохо описывает дискретную функцию распределения вероятностей (II.4), так как функция (II.4) в точке с координатами $X = 0$ и $Z = 0$ принимает значение, равное 1.

По полученным зависимостям (II.2) и (II.14) проведены расчеты распределения вероятностей смещения частиц по горизонтам (см.

рис. 8, *а*). Из рис. 8, *а* видно, что начиная с 4-го горизонта вероятности смещения частиц, рассчитанные по формуле (II.2) (показано точками) и по формуле (II.14) (показано сплошной линией), имеют хорошую сходимость.

На рис. 8, *б* показаны графики функции (II.14) при $S = 4a$ (показано сплошной линией). При этом все значения функции (II.5) при $S = 4a$ разделены на 4. Как видно из этих графиков, начиная с $Z_1 + \frac{(S-a)b}{a} = 10$ (горизонт 6), полученные графики точнее описывают дискретную функцию распределения вероятностей смещения частиц.

Произведем аппроксимацию функции распределения вероятностей смещения частиц в пространственной задаче $P_{ij}(X, Y, Z_i, Z_j)$.

Асимптотическими одномерными функциями распределения являются

$$P_i(X_1, Z_i) = \sqrt{\frac{2b}{\pi[Z_1+(i-1)b}} \times \exp\left\{-\frac{2bX_1^2}{[Z_1+(i-1)b]a^2}\right\};$$

$$P_j(Y_1, Z_j) = \sqrt{\frac{2b}{\pi[Z_1+(j-1)b}} \times \exp\left\{-\frac{2bY_1^2}{[Z_1+(j-1)b]a^2}\right\}.$$

Приведенную асимптотическую функцию распределения вероятностей смещения частиц можно записать

$$P_{ij}(X_1, Y_1, Z_1) = \frac{2b}{\pi\sqrt{[Z_1+(i-1)b][Z_1+(j-1)b]}} \times \exp\left\{-\frac{2bX_1^2[Z_1+(j-1)b] + 2bY_1^2[Z_1+(i-1)b]}{[Z_1+(i-1)b][Z_1+(j-1)b]a^2}\right\}. \quad (II.15)$$

Если $i = j = n$, т. е. при квадратном выпускном отверстии, то

$$P_{nn}(X_1, Y_1, Z_1) = \frac{2b}{\pi[Z_1+(n-1)b]} \times \exp\left\{-\frac{2b(X_1^2+Y_1^2)}{[Z_1+(n-1)b]a^2}\right\}. \quad (II.16)$$

Для горизонта Z_0 уравнением кривой, по которой располагаются частицы с равной вероятностью смещения, является

$$\frac{2b}{\pi\sqrt{[Z_0+(i-1)b][Z_0+(j-1)b]}} \exp\left\{-\frac{2bX_1^2[Z_0+(j-1)b] + 2bY_1^2[Z_0+(i-1)b]}{[Z_0+(i-1)b][Z_0+(i-1)b]a^2}\right\} = C,$$

где

$$0 \leqslant C \leqslant \frac{2b}{\pi\sqrt{[Z_0+(i-1)b][Z_0+(j-1)b]}}$$

или

$$\frac{2bX_1^2}{[Z_0+(i-1)b] \times \ln\frac{2b}{\pi\sqrt{[Z_0+(i-1)b][Z_0+(j-1)b]C}}} + \frac{2bY_1^2}{[Z_0+(j-1)b] \times \ln\frac{2b}{\pi\sqrt{[Z_0+(i-1)b][Z_0+(j-1)b]C}}} = 1. \quad (II.17)$$

Таким образом частицы, имеющие одинаковые вероятности смещения на любом горизонте при прямоугольном выпускном отверстии, располагаются по эллипсу.

Из анализа функции (II.15) и уравнения (II.17) видно, что при достаточно больших значениях Z_0 разность величин $(i-1)b$ и $(j-1)b$ весьма мало оказывает влияние на значения функции (II.11) и на форму кривой уравнения (II.17). Поэтому можно принять за функцию распределения вероятностей смещения при

прямоугольном выпускном отверстии функцию (II.16), где $n = \frac{l+1}{2}$, а за уравнение кривой, по которой располагаются частицы равных вероятностей смещения на достаточно высоком горизонте Z_0, — уравнение окружности $X_1^2 + Y_1^2 = R^2$.

Значение R равно

$$R = \sqrt{\frac{Z_0 + (n-1)b}{2b} \ln \frac{2b}{\pi [Z_0 + (n-1)b] C}}.$$

Функция (II.16) является приведенной асимптотической двумерной функцией дискретных аргументов (II.8), справедливой для моделей любой формы выпускного отверстия. Начало отсчета O_1 системы координат O_1, X_1, Y_1, Z_1 помещается по оси квадрата на расстоянии $\frac{d}{2}$ выше плоскости выпускного отверстия.

Принимая $Z = Z_1 + (n-1)b$, что равносильно введению новой системы координат $OXYZ$, получаем функцию распределения вероятностей смещения частиц для любого по форме выпускного отверстия

$$P(X, Y, Z) = \frac{2b}{\pi Z} \exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{Za^2}\right]. \quad (II.18)$$

Приведенной двумерной дискретной функцией целых аргументов распределения вероятностей смещения частиц при любой форме выпускного отверстия в декартовой системе координат $OXYZ$, как и для функции (II.18), можно считать функцию (II.7).

Ограничение области влияния выпускного отверстия сплошными стенками. На практике сыпучие материалы иногда выпускают в условиях, когда область влияния выпускного отверстия ограничена сплошными неподвижными стенками. Рассмотрим два основных случая ограничения области влияния выпускного отверстия.

Вертикальная стенка. Модель с ограничивающей вертикальной стенкой для выпускного отверстия размером, равным диаметру частицы, показана на рис. 12. Вертикальная стенка для указанной модели пересекает границу области влияния выпускного отверстия слева на высоте $Z_0 = 5b$. Числители вероятностей смещения частиц приведены на модели, а знаменатели вынесены за модель.

Анализируя изменения числителей вероятностей смещения, видим, что функцией распределения вероятностей смещения частиц в области влияния выпускного отверстия (см. рис. 12) является

$$P(X, Z) = 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{x}{a}} + 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z+2Z_0}{2b} + \frac{X}{a}}. \quad (II.19)$$

При расположении вертикальной стенки справа распределение вероятностей смещения описывается функцией (II.19) с минусом во втором слагаемом перед $2Z_0$. В общем случае функция распределения вероятностей смещения частиц при ограничении области влияния вертикальной стенкой запишется:

$$P(X, Z) = 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b} + \frac{X}{a}} + 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z \mp 2Z_0}{2b} + \frac{X}{a}}. \quad (II.20)$$

Наклонная стенка. Модель с ограничивающей наклонной стенкой с углом наклона меньшим, чем угол наклона образующей области

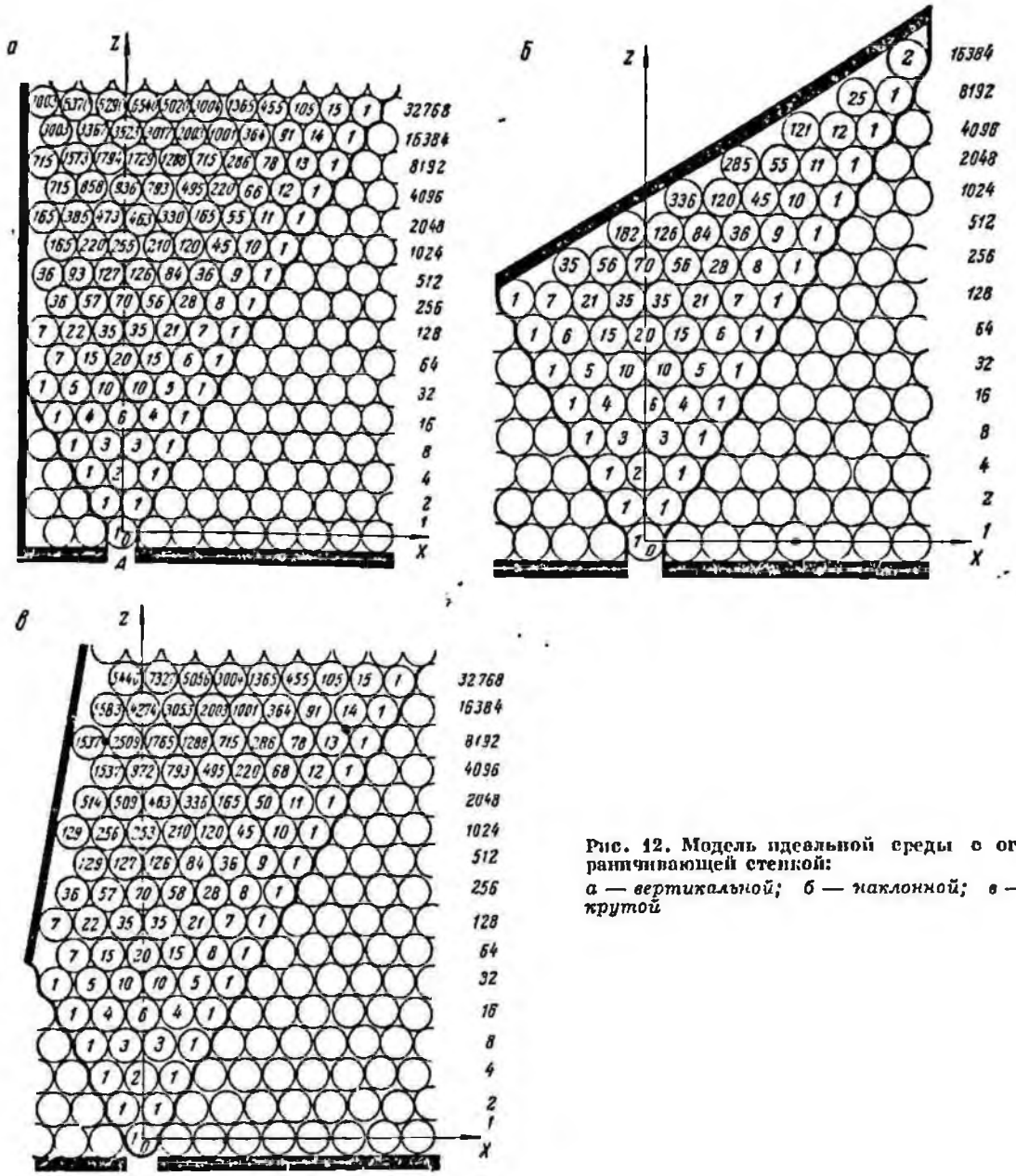


Рис. 12. Модель идеальной среды с ограничивающей стенкой:
а — вертикальной; б — наклонной; в — крутой

влияния выпускного отверстия с размером, равным диаметру частицы, показана на рис. 12, *б*. Наклонная стенка пересекает границу области влияния выпускного отверстия снизу на высоте $Z_0 = 8b$.

Вероятности смещения частиц для моделей, приведенных на рис. 6 и рис. 12, *б*, равны, кроме частиц, непосредственно прилегающих к наклонной стенке. У прилегающих к стенке частиц вероятности также увеличиваются. При смещении частиц, непосредственно расположенных у наклонной стенки, их прежние места не заполняются, т. е. обра-

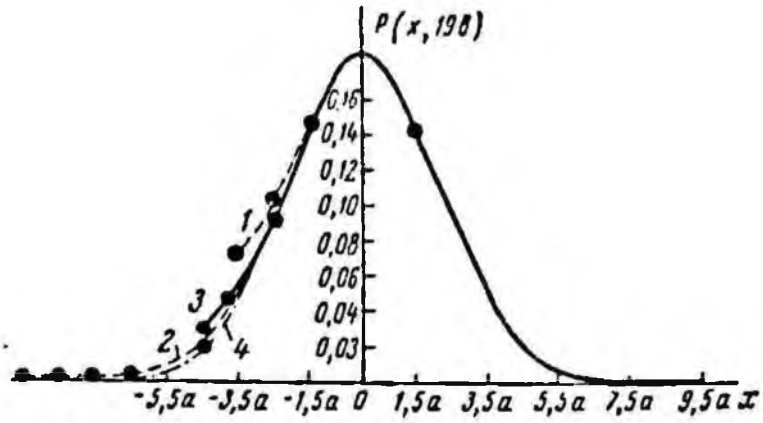


Рис. 13. График распределения вероятностей смещения частиц при различных углах наклона ограничивающей стенки:

1 — при стенке под углом меньше 90°; 2 — при стенке под углом больше 90°; 3 — при вертикальной стенке; 4 — без ограждающей стенки

зуются пустоты под наклонной стенкой.

Функцией распределения вероятностей смещения является $P(X, Z)$

$$0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b}+\frac{X}{a}} \quad \text{при } Z < Z_0;$$

$$0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b}+\frac{X}{a}} \quad \text{при } \frac{X}{a} \geq \frac{1}{b}\left(\frac{3}{2}Z - 2Z_0\right),$$

$$Z > Z_0;$$

$$0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}}^{\frac{Z}{2b}+\frac{X}{a}} + 0{,}5^{\frac{Z}{b}} C_{\frac{Z}{b}-1}^{\frac{Z}{2b}+\frac{X}{a}-1} \quad \text{при } \frac{X}{a} =$$

$$= \frac{1}{b}\left(\frac{3}{2}Z - 2Z_0\right), \quad Z > Z_0.$$

Модель с ограничивающей стенкой с углом наклона к горизонту $< \frac{\pi}{2}$, но больше α показана на рис. 12, *в*.

Графики распределения вероятностей для различных моделей показаны на рис. 13, из которого видно, что функцией распределения вероятностей в области влияния выпускного отверстия, ограниченного наклонной стенкой, может быть принята функция (II.4).

В пространственной задаче при ограничении области влияния выпускного отверстия неподвижными стенками функциями распределения вероятностей смещения частиц являются функции вида

$$P(X, Y, Z) = P(X, Z)\,P(Y, Z), \quad \text{(II.21)}$$

где $P(X, Z)$ или $P(Y, Z)$ являются одномерными функциями распределения вероятностей смещения частиц, рассмотренных в плоской задаче.

Поле вертикальных составляющих скоростей движения частиц. При выпуске сыпучего материала (N частиц в единицу времени) по закону больших чисел количество перемещений в каждой ячейке [например, n частиц в единицу времени в ячейке α (см. рис. 6)] прямо пропорционально вероятности смещения частиц в этой ячейке. Так как число этих перемещений происходит в единицу времени и частицы на нижележащий горизонт смещаются на величину b, то вертикальная составляющая скорости частиц в ячейке равна:

в плоской задаче

$$v_Z = -bNP(X, Z);$$

или

$$v_Z = -v_0 P(X, Z); \quad \text{(II.22)}$$

в пространственной задаче

$$v_Z = -v_0 P(X, Y, Z). \quad \text{(II.23)}$$

где $v_0 = bN$ — скорость истечения сыпучей среды из выпускного отверстия.

Вертикальная составляющая скорости движения частиц направлена противоположно оси OZ, поэтому она отрицательна.

Все множество значений функций (II.22) или (II.23) в области влияния выпускного отверстия образуют скалярные поля. Поля эти стационарные. Если за $P(X, Z)$ или $P(X, Y, Z)$ взяты асимптотические функции, тогда каждая точка области влияния выпускного отверстия имеет вертикальную скорость перемещения.

При постоянной скорости истечения частиц сыпучего материала ($v_0 = \text{const}$) скорость частицы в точке по формуле (II.22) или (II.23) определяется ее вероятностью смещения. Поэтому поле вертикальных составляющих скорости частиц определяется полем вероятностей смещения частиц.

Поле горизонтальных составляющих скоростей частиц. Область перемещений частиц внутри не имеет ни источников, ни стоков. При безразмерных частицах поле перемещений аналогично установившемуся течению несжимаемой жидкости постоянной плотности, которое для всякого замкнутого контура (L) характеризуется равенством

$$\int_{(L)} -v_Z(X, Z)\,dX + v_X(X, Z)\,dZ = 0, \quad \text{(II.24)}$$

где $v_Z(X, Z)$ — вертикальная проекция скорости частицы; $v_X(X, Z)$ — горизонтальная проекция скорости частицы.

Необходимым и достаточным условием равенства нулю криволинейного интеграла (II.24) является

$$\frac{\partial(-v_Z)}{\partial Z} = \frac{\partial v_X}{\partial x}. \quad \text{(II.25)}$$

Для поля асимптотической функции распределения скоростей частиц из условия (II.25) имеем

$$\frac{\partial v_X}{\partial X} = \frac{\partial(-v_Z)}{\partial Z} =$$

$$= v_0 \frac{\partial}{\partial z}\left[\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right)\right] =$$

$$= -\frac{v_0}{2}\sqrt{\frac{2b}{\pi Z^3}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right) +$$

$$+ v_0 \sqrt{\frac{2b}{\pi Z^3}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right)\frac{2bX^2}{Za^2},$$

тогда

$$v_X(X, Z) =$$

$$= -\frac{v_0 X}{2Z}\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{Za^2}\right) + C =$$

$$= -\frac{v_0 X}{2Z} P(X, Z) + C.$$

Начальными условиями при $X = 0$ и $0 < Z < \infty$ являются $v_X(X, Z) = 0$.

Функция распределения горизонтальных составляющих скоростей частиц имеет вид:

$$v_X(X, Z) = -\frac{v_0 X}{2Z} P(X, Z). \quad \text{(II.26)}$$

Знак минус указывает на обратное направление вектора $\vec{v}_X(X, Z)$ по отношению к направлению оси OX.

Для получения функции распределения горизонтальных составляющих скоростей частиц в пространственной задаче заменим $X^2 + Y^2$ на S^2, что равносильно введению новой оси координат OS (рис. 14).

Тогда функцию (II.23) запишем

$$v_Z = -v_0 \frac{2b}{\pi Z} \exp\left(-\frac{2bS^2}{Za^2}\right). \quad \text{(II.27)}$$

Таким образом, истечение сыпучего материала в пространственной задаче свелось к плоской задаче.

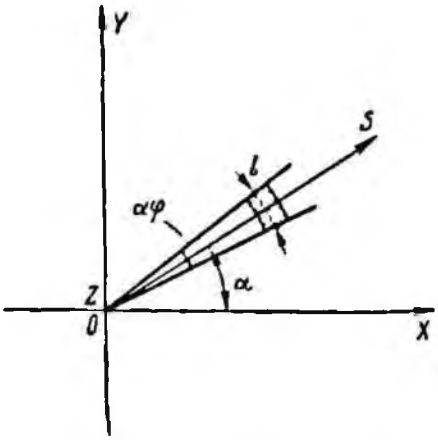


Рис. 14. К установлению поля горизонтальных составляющих скоростей частиц

При этом толщина элементарного объема с координатами центра (S, Z) равна

$$l = S\,d\varphi,$$

где $d\varphi$ — бесконечно малый угол.

Установившееся течение несжимаемой жидкости для всякого замкнутого контура (L) характеризуется равенством, аналогичным формуле (II.24),

$$\int\limits_{(L)} -v_Z(S, Z)\,S\,d\varphi\,dS + U(S, Z)\,S\,d\varphi\,dZ = 0,$$

где $v_Z(S, Z)$ — вертикальная проекция скорости частицы; $U(S, Z)$ — горизонтальная проекция скорости частицы.

Необходимым и достаточным условием равенства нулю криволинейного интеграла является

$$\frac{\partial[-v_Z(S, Z)\,S\,d\varphi]}{\partial Z} = \frac{\partial[U(S, Z)\,S\,d\varphi]}{dS}.$$

Для поля асимптотической функции распределения вертикальных скоростей перемещения частиц, учитывая начальные условия при $S = 0$

$$U(S, Z)\,S\,d\varphi = 0,$$

получаем

$$U(S, Z) = -\frac{v_0 S}{2Z}\cdot\frac{2b}{\pi Z}\exp\left(-\frac{2bS^2}{Za^2}\right) = -\frac{v_0 S}{2Z}P(S, Z).$$

Знак минус в данной формуле указывает на обратное направление вектора $\vec{U}(S, Z)$ по соотношению к оси OS.

Или

$$U(X, Y, Z) = -\frac{v_0\sqrt{X^2+Y^2}}{2Z}P(X, Y, Z).$$

Проекции скорости частицы на оси OX и OY (см. рис. 14) соответственно равны

$$v_X(X, Y, Z) = U(X, Y, Z)\cos\alpha = -\frac{v_0 X}{2Z}P(X, Y, Z), \qquad (II.28)$$

$$v_Y(X, Y, Z) = U(X, Y, Z)\sin\alpha = -\frac{v_0 Y}{2Z}P(X, Y, Z). \qquad (II.29)$$

Множество значений функции распределения горизонтальных составляющих скорости частиц (II.26) или (II.28) и (II.29) в области влияния выпускного отверстия образуют стационарные поля.

Поле скоростей частиц. Скорость любой частицы в области влияния выпускного отверстия по ее составляющим равна:

в плоской задаче

$$v(X, Z) = \sqrt{v_X^2(X, Z) + v_Z^2(X, Z)} = \frac{v_0\sqrt{X^2+4Z^2}}{2Z}P(X, Z); \qquad (II.30)$$

в пространственной задаче

$$v(X, Y, Z) = \sqrt{v_X^2 + v_Y^2 + v_Z^2} = \frac{v_0\sqrt{X^2+Y^2+4Z^2}}{2Z}P(X, Y, Z).$$

Все множество значений каждой из этих функций составляет скалярное поле. Поле стационарное, так как скорость частицы зависит только от ее положения, но не зависит от времени.

Фигура (поверхность) равных вертикальных скоростей. Фигура (поверхность) равных вертикальных скоростей имеет уравнение в неявном виде:

в плоской задаче, используя формулу (II.22),

$$-v_0 P(X, Z) = -v_1,$$

или

$$P(X, Z) = C; \qquad \text{(II.31}$$

в пространственной задаче, используя формулу (II.23),

$$-v_0 P(X, Y, Z) = -v_1$$

или

$$P(X, Y, Z) = C; \qquad \text{(II.32)}$$

$$C = \frac{v_1}{v_0} = \text{const}, \quad 0 < C < 1,$$

где — v_1 — вертикальная скорость частиц.

Формулы (II.31) или (II.32) соответственно являются уравнениями линий или поверхностей поля функции распределения вероятностей смещения частиц. Разрешая относительно X, получим уравнение фигуры (поверхности) равных вертикальных скоростей в явном виде:

в плоской задаче

$$X = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{Z}{b}\ln\frac{2b}{\pi Z C^2}}; \qquad \text{(II.33)}$$

в пространственной задаче

$$X = \sqrt{\frac{Za^2}{2b}\ln\frac{2b}{\pi Z C} - Y^2}$$

или при

$$S = \sqrt{X^2 + Y^2};$$

$$S = a\sqrt{\frac{Z}{2b}\ln\frac{2b}{\pi Z C}}. \qquad \text{(II.34)}$$

Фигура от осевого сечения поверхности равных вертикальных скоростей частиц имеет экстремальные точки с выпуклостью наружу. Уравнение (II.32) в области влияния выпускного отверстия не имеет точек разрыва. Поэтому любая из поверхностей равных вертикальных скоростей представляет непрерывную выпуклую поверхность вращения с осью симметрии OZ.

Аналогично, исследовав уравнение (II.33), приходим к выводу, что любая из фигур равных скоростей является непрерывной кривой с выпуклостью наружу. Следует отметить, что поверхности (фигуры) равных скоростей частиц являются незамкнутыми. Они ограничены снизу поверхностью области влияния выпускного отверстия.

Из сравнения уравнений фигур равных вертикальных скоростей частиц в плоской (II.33) и в пространственной (II.34) задачах при одинаковых значениях a, b и h видно, что значения абсцисс X точек фигуры в пространственной задаче увеличены в $\sqrt{2}$ раза. Значение параметра C в пространственной задаче равно квадрату параметра C в плоской задаче.

На рис. 15, *а* при высоте $h = 26b$, $a = 1$ приведены фигуры, рассчитанные по формулам (II.34) (кривая *1*) и (II.33) (кривая *2*). Упаковка среды плотная.

Траектории движения частиц. Линии тока (траектории движения частиц) установившегося пространственного течения имеют дифференциальное уравнение

$$\frac{dX}{v_X} = \frac{dY}{v_Y} = \frac{dz}{v_Z} \qquad \text{(II.35)}$$

или

$$\frac{dx}{-\frac{X}{2Z}} = \frac{dY}{-\frac{Y}{2Z}} = \frac{dZ}{-1}.$$

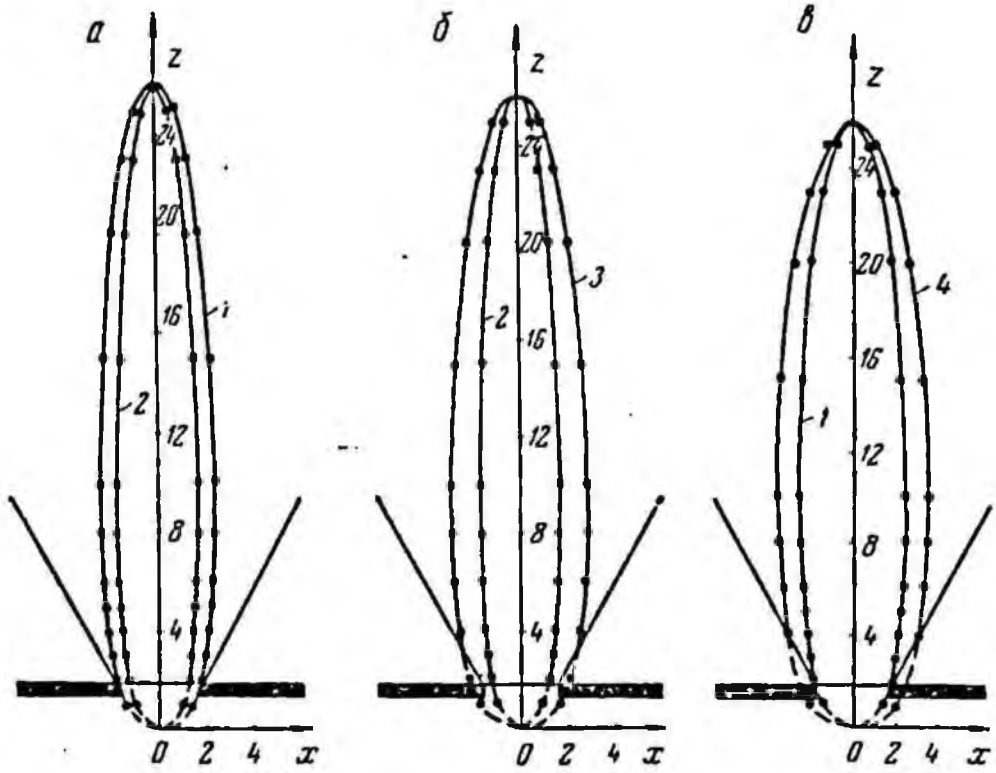


Рис. 15. Фигуры и поверхности равных скоростей и тел выпуска:

а — плоская и пространственная задача; б — плоская задача; в — пространственная задача; 1 — поверхность равных скоростей; 2 — фигура равных скоростей; 3 — фигура тела выпуска; 4 — поверхность тела выпуска

Из равенства $\frac{dX}{-\frac{X}{2Z}} = \frac{dZ}{-1}$ имеем $\frac{X^2}{Z} = C_1$.

Из равенства $\frac{dY}{-\frac{Y}{2Z}} = \frac{dZ}{-1}$ имеем $\frac{Y^2}{Z} = C_2$.

Сложив почленно первые интегралы и введя замену $S = \sqrt{X^2+Y^2}$, получим уравнение траектории движения частицы

$$Z = kS^2; \qquad (II.36)$$

$$k = \frac{1}{C_1 + C_2},$$

где C_1 и C_2 — постоянные интегрирования.

Равенство (II. 36) представляет собой уравнение параболы. Уравнением траектории движения частицы с начальными координатами S_0 и Z_0 по формуле (II.36) является

$$Z = \frac{Z_0}{S_0^2} S^2.$$

В плоской задаче траектория движения частиц имеет дифференциальное уравнение

$$\frac{dX}{v_X} = \frac{dZ}{v_Z},$$

решением которого является $Z = kX^2$ или

$$Z = \frac{Z_0}{X_0^2} X^2, \qquad (II.37)$$

где X_0 и Z_0 — начальные координаты частицы.

Полученное равенство представляет собой уравнение параболы.

По зависимости (II.37) построены траектории движения частиц (рис. 16, *а*, крайние при $k = 0{,}3$;

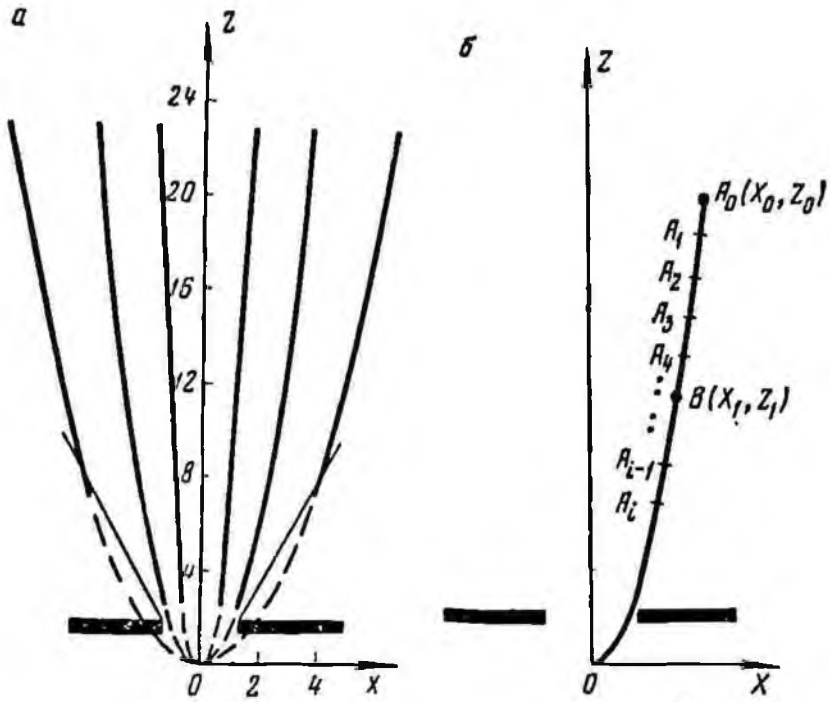


Рис. 16. Траектория движения частиц:
а — построены по уравнению (II.37); б — к установлению тела выпуска

далее к оси OZ соответственно при $k = 1$; 5 и ∞).

Тело выпуска. Под телом выпуска в горнотехнической литературе понимается тело, образованное из частиц сыпучего материала, вышедших из выпускного отверстия. При этом частицы, расположенные на поверхности тела выпуска, приходят к выпускному отверстию одновременно. Последнее положение требует уточнения, так как количество частиц, расположенных на поверхности тел выпуска, начиная с определенной высоты, обычно больше, чем частиц, которые могут разместиться в выпускном отверстии. Поэтому контурные частицы тела выпуска одновременно выйти из выпускного отверстия не могут. Перемещение контурных частиц тела выпуска можно объяснить с точки зрения стохастического процесса перемещения частиц. При истечении дискретных сыпучих сред поверхность тела выпуска по мере истечения сыпучей среды сокращается в результате утолщения контурного слоя.

Так как процесс смещения частиц стохастический, то некоторые контурные частицы при своем движении входят в контур тела выпуска, обгоняя другие. Поэтому число контурных частиц тела выпуска постепенно уменьшается и достигает выпускного отверстия одновременно столько частиц, сколько их может разместиться в выпускном отверстии.

Уравнение поверхности тела выпуска определяем из условия прихода к выпускному отверстию последних частиц за время выпуска t_0 (рис. 16, *б*). Разобьем кривую A_0O на n частичных дуг. Вертикальная проекция каждой из них

$$Z_{i-1} - Z_i = \Delta Z_i \quad (i = \overline{1, n}).$$

Вертикальную скорость частицы на i-той дуге можно считать при-

ближенно равной скорости частицы в начальной точке этой дуги, т. е. в плоской задаче

$$v_i = -v_0 P(X_i, Z_i).$$

Время, за которое частица пройдет i-ую дугу, приближенно запишем

$$\Delta t_i = \frac{\Delta Z_i}{-v_0 P(X_i, Z_i)}.$$

Суммируя по всем частичным дугам и переходя к пределу, получим точное время движения частицы из точки $A_0(X_0, Z_0)$ в точку O (0,0)

$$t_0 = \int\limits_{(i)} \frac{dZ}{-v_0 P(X, Z)} = \int\limits_0^{Z_0} \frac{dZ}{v_0 P[X(Z), Z]}, \tag{II.38}$$

где $X = X(Z) = X_0\sqrt{\frac{Z}{Z_0}}$ — уравнение траектории движения частицы $A_0(X_0, Z_0)$,
или

$$t_0 = \int\limits_0^{Z_0} \frac{dZ}{v_0\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}}\exp\left(-\frac{2bx_0^2}{a^2 Z_0}\right)} = \frac{2\sqrt{Z_0^3}}{3v_0\sqrt{\frac{2b}{\pi}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2 Z_0}\right)},$$

откуда

$$\sqrt{\frac{2b^3}{\pi Z_0^3}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2 Z_0}\right) = \frac{2b}{3v_0 t_0} = C_0.$$

Поверхность тела выпуска для частиц, приходящих к выпускному отверстию последними за время t, имеет уравнение

$$\sqrt{\frac{2b^3}{\pi Z^3}}\exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2 Z}\right) = \frac{2b}{3v_0 t} = C, \tag{II.39}$$

где C — постоянная величина для каждой поверхности тела выпуска и изменяется в пределах $0 < C < \infty$.

Разрешая относительно X, получим

$$X = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{Z}{b}\ln\frac{2b^3}{\pi Z^3 C^2}}. \tag{II.40}$$

Используя выражение вертикальной составляющей скорости частиц (II.37), выводим уравнение поверхности тела выпуска в пространственной задаче

$$\frac{b}{Z} P(X, Y, Z) = C, \tag{II.41}$$

где C — имеет функциональную зависимость $C = f(q)$; q — объем тела выпуска.

Разрешая относительно X, получим

$$X = \sqrt{\frac{Za^2}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi Z^2 C} - Y^2};$$

при

$$S = \sqrt{X^2 + Y^2};$$

$$S = a\sqrt{\frac{Z}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi Z^2 C}}. \tag{II.42}$$

Исследуем уравнение поверхности тела выпуска. Для простоты возьмем уравнение (II.41), записанное в неявном виде.

Уравнение (II.41) является уравнением поверхности вращения вокруг оси OZ. Для исследования уравнения (II.41) достаточно рассмотреть любое из осевых сечений поверхности задаваемой этим уравнением.

Таким образом кривые, полученные осевым сечением тела выпуска, имеют экстремальные точки с выпуклостью наружу. Уравнение (II.41) в области влияния выпускного отверстия не имеет точек разрыва. Поэтому тело выпуска является частью пространства, ограниченного выпуклой поверхностью сверху и поверхностью области влияния выпускного отверстия снизу.

К аналогичному заключению можно прийти из исследования уравне-

ния поверхности тела выпуска в плоской задаче.

На рис. 15, *б* для сравнения в плоской задаче при одинаковой высоте приведены фигуры равных скоростей (кривая *2*, $C = 0{,}1564$) и фигура тела выпуска (кривая *3*, $C = 0{,}00485$). Из рис. 15, *б* видно, что фигура тела выпуска несколько шире фигуры равных скоростей при одинаковых их высотах.

На рис. 15, *в* в пространственной задаче приведены фигуры осевого сечения поверхности равных скоростей (кривая *1*, $C = 0{,}0184$) и поверхности тела выпуска (кривая *4*, $C = 0{,}000705$). Высоты фигур одинаковы.

Определим в плоской задаче функциональную зависимость $C = f(q)$.

Определим объем выпуска как произведение площади, ограниченной фигурой выпуска, на линейный размер частицы a.

Площадь фигуры выпуска

$$S = \int_0^h \sqrt{\frac{Za^2}{b} \ln \frac{2b^3}{\pi Z^3 C^2}}\, dZ, \qquad (II.43)$$

где h — высота фигуры выпуска.

Тогда

$$q = a \int_0^h \sqrt{\frac{Za^2}{b} \ln \frac{2b^3}{\pi Z^3 C^2}}\, dZ. \qquad (II.44)$$

При $X = 0$ из формулы (II.36)

$$C = \sqrt{\frac{2b^3}{\pi h^3}};$$

$$h = \sqrt[3]{\frac{2b^3}{\pi C^2}}.$$

Тогда

$$q = a \int_0^h \sqrt{\frac{Za^2}{b} \ln \frac{h^3}{Z^3}}\, dZ. \qquad (II.45)$$

Применяя замену $Z = he^{-2t^2}$ и интегрируя, получим

$$q = \frac{a^2}{3} \sqrt{\frac{2\pi h^3}{b}}, \qquad (II.46)$$

но

$$h = \sqrt[3]{\frac{2b^3}{\pi C^2}},$$

тогда

$$q = \frac{2a^2 b}{3C}, \qquad (II.47)$$

откуда

$$C = \frac{2}{3} \cdot \frac{a^2 b}{q}. \qquad (II.48)$$

Полученная формула представляет собой уравнение гиперболы.

Установим в пространственной задаче функциональную зависимость $C = f(q)$.

Определим объем тела выпуска как тела вращения. Высота тела выпуска h определяется по формуле

$$h = \sqrt{\frac{2b^2}{\pi C}}; \qquad (II.49)$$

$$q = \pi \int_0^h X^2\, dZ = \pi \int_0^h \frac{a^2 Z}{2b} \ln \frac{2b^2}{\pi Z^2 C}\, dZ.$$

Заменив $Z = \sqrt{\frac{2b^2}{\pi C}}\, e^{-t^2}$ и интегрируя, получим

$$q = \frac{a^2 b}{2C}. \qquad (II.50)$$

Выражая C через h из формулы (II.49) и подставляя в формулу (II.50), находим объем тела выпуска

$$q = \frac{\pi a^2}{4b} h^2. \qquad (II.51)$$

Уравнение (II.51) является уравнением параболы от переменной h.

Перемещение частиц. Пусть частица A_0 (X_0, Z_0) (плоская задача) переместилась за время выпуска t_0 в точку B (X_1, Z_1) по траектории (L) (рис. 16, *б*).

Время перемещения частицы из точки A_0 (X_0, Z_0) в точку B (X_1, Z_1) по траектории (L) с уравнением $X = X_0\sqrt{\frac{Z}{Z_0}}$, аналогично формуле (II.38)

$$t_0 = \int\limits_{(L)} \frac{dZ}{-v_0 P(X, Z)} = \int\limits_{Z_1}^{Z_0} \frac{dZ}{v_0 P[X(Z), Z]}; \tag{II.52}$$

$$t_0 = \int\limits_{Z_1}^{Z_0} \frac{dZ}{v_0\sqrt{\frac{2b}{\pi Z}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2Z_0}\right)} = \frac{2(\sqrt{Z_0^3}-\sqrt{Z_1^3})}{3v_0\sqrt{\frac{2b}{\pi}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2Z_0}\right)},$$

откуда

$$\sqrt{\frac{2b^3}{\pi(\sqrt{Z_0^3}-\sqrt{Z_1^3})^2}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2Z_0}\right) = \frac{2b}{3v_0t_0} = C. \tag{II.53}$$

Координаты точки B (X_1, Z_1) определяем из систем

$$\begin{cases} \sqrt{\frac{2b^3}{\pi(\sqrt{Z_0^3}-\sqrt{Z_1^3})^2}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2Z_0}\right) = C; \\ Z_1 = \frac{Z_0}{X_0^2}X_1^2; \end{cases} \tag{II.54}$$

$$\begin{cases} \frac{\sqrt{Z_0^3}}{\sqrt{Z_0^3}-\sqrt{Z_1^3}} = \frac{C}{C_0}; \\ Z_1 = \frac{Z_0}{X_0^2}X_1^2, \end{cases}$$

где

$$C_0 = \sqrt{\frac{2b^3}{\pi Z_0^3}}\exp\left(-\frac{2bX_0^2}{a^2Z_0}\right).$$

Откуда координаты точки B (X_1, Z_1)

$$X_1 = X_0\sqrt[3]{\frac{C-C_0}{C}};$$

$$Z_1 = Z_0\sqrt[3]{\frac{(C-C_0)^2}{C^2}}.$$

Горизонтальное расстояние перемещения частицы

$$\Delta X = X_0 - X_1 = X_0\left(1-\sqrt[3]{\frac{C-C_0}{C}}\right).$$

Вертикальное расстояние перемещения частицы

$$\Delta Z = Z_0 - Z_1 = Z_0\left[1-\sqrt[3]{\frac{(C-C_0)^2}{C^2}}\right].$$

Как и в плоской задаче, отыскиваем координаты переместившейся частицы (см. рис. 16, *б*) в пространственной задаче

$$t_0 = \int\limits_{(L)} \frac{dz}{v_0\frac{2b}{\pi Z}\exp\left(-\frac{2bS^2}{a^2Z}\right)} = \frac{Z_0^2-Z_1^2}{2v_0\frac{2b}{\pi}\exp\left(-\frac{2bS_0^2}{a^2Z_0}\right)},$$

откуда

$$\frac{2b^2}{\pi(Z_0^2-Z_1^2)}\exp\left(-\frac{2bS_0^2}{a^2Z_0}\right) = C,$$

где

$$C = \frac{b}{2v_0t_0}.$$

Координаты точки B (S_1, Z_1) определим из системы

$$\begin{cases} \frac{2b^2}{\pi(Z_0^2-Z_1^2)}\exp\left(-\frac{2bS_0^2}{a^2Z_0}\right) = C; \\ S_1 = S_0\sqrt{\frac{Z_1}{Z_0}}; \end{cases} \tag{II.55}$$

или

$$\begin{cases} \frac{Z_0^2}{Z_0^2-Z_1^2} = \frac{C}{C_0}; \\ S_1 = S_0\sqrt{\frac{Z_1}{Z_0}}, \end{cases}$$

где

$$C_0 = \frac{2b^2}{\pi Z_0^2}\exp\left(-\frac{2bS_0^2}{a^2Z_0}\right).$$

Тогда координаты точки B (S_1, Z_1)

$$\begin{cases} Z_1 = Z_0\sqrt{\frac{C-C_0}{C}}; \\ S_1 = S_0\sqrt[4]{\frac{C-C_0}{C}}. \end{cases} \tag{II.56}$$

Горизонтальное расстояние перемещения частицы определяем, используя второе равенство системы (II.56)

$$\Delta S = S_0 - S_1 = S_0\left(1 - \sqrt[4]{\frac{C - C_0}{C}}\right).$$

Вертикальное расстояние перемещения частицы определяем, используя первое равенство системы (II.56)

$$\Delta Z = Z_0 - Z_1 = Z_0\left(1 - \sqrt{\frac{C - C_0}{C}}\right).$$

Мульды прогиба горизонтов и поверхности. Уравнение мульды прогиба горизонта Z_0 получим соответственно из систем уравнений (II.54) и (II.55) путем фиксирования значения Z_0, а X_0 или S_0 принимает все значения точек горизонта $X_г$ или $S_г$. Исключая параметр $X_г$ или $S_г$, получим:

в плоской задаче

$$X = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{Z}{b}\ln\frac{2b^3}{\pi(\sqrt{Z_0^3} - \sqrt{Z^3})^2 C^2}}\ ; \qquad (II.57)$$

в пространственной задаче

$$S = a\sqrt{\frac{Z}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi(Z_0^2 - Z^2)C}}\ . \qquad (II.58)$$

Уравнения (II.57) и (II.58) описывают также поверхность воронки внедрения и воронки выпуска (соответственно Z_0 равно высоте тела выпуска объемом q и меньше ее).

Исходя из почти вертикальной траектории движения частиц (на достаточно большой высоте Z_0), уравнение мульды прогиба можно получить из допущения вертикальности опускания материала.

Количество материала, прошедшего через ячейку при выпуске сыпучего материала объемом q, пропорционально вероятности смещения частицы в этой ячейке. Тело, образованное из сыпучего материала, прошедшего через ячейку расположения частицы, имеет основание размером $a \times a$ и высоту:

в плоской задаче

$$W = \frac{q}{a^2} P(X, Z_0); \qquad (II.59)$$

в пространственной задаче

$$W = \frac{q}{a^2} P(S, Z_0). \qquad (II.60)$$

На рис. 17, *а* показаны кривые осевого сечения мульды прогиба, построенные по формулам (II.58), где кривые показаны сплошной линией, и (II.60), где кривые показаны штриховой линией. Из рис. 17 видно, что с увеличением высоты горизонта сходимость кривых улучшается.

При выпуске сыпучего материала, задаваясь различными значениями q, получим мульды прогиба, воронки выпуска и воронки внедрения для любого горизонта Z_0. На рис. 17, *б* показаны кривые, рассчитанные по формуле (II.58) для горизонта Z_0 ($a = 1$). Кривая *1* — мульда прогиба ($q = 178a^3$); кривая *2* — воронка внедрения ($q = 183{,}3a^3$); кривая *3* — воронка выпуска ($q = 232a^3$).

Перемещение частиц, первоначально расположенных по заданной поверхности. Поверхность нового расположения частиц описывается системой уравнений (II.55) (пространственная задача). При этом S_0 и Z_0 — координаты точек заданной поверхности.

Если частицы располагались на поверхности Q_1 (см. рис. 19, *а*) с уравнением

$$S_0 = a\sqrt{\frac{Z_0}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi Z_0^2 C_0}}\ ,$$

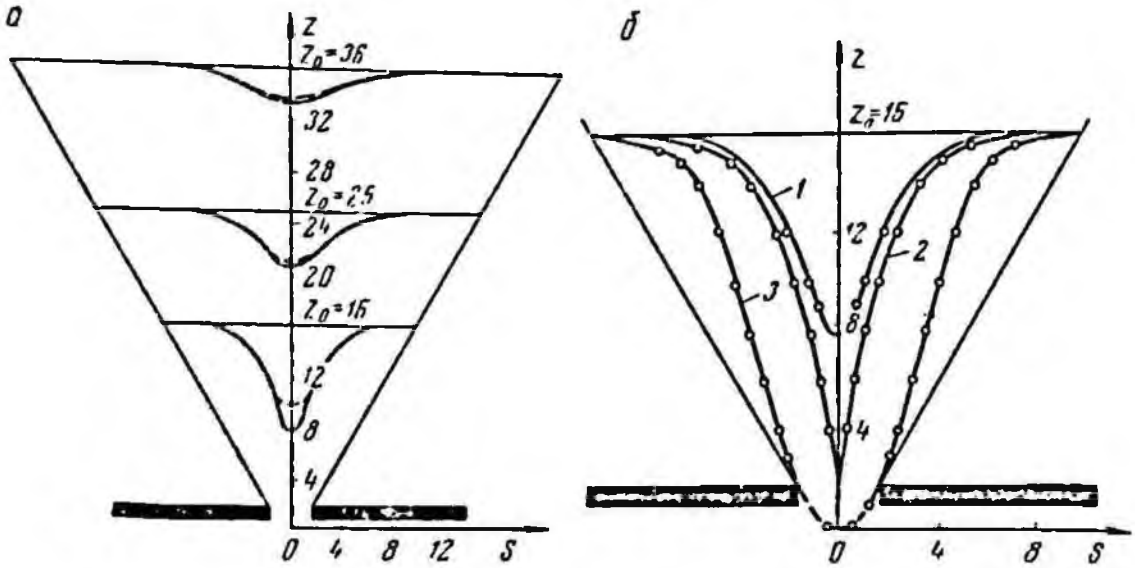


Рис. 17. Воронки прогиба и внедрения в пространственной задаче:
а — по горизонтам; б — на одном горизонте

то после выпуска сыпучего материала объемом q из формулы (II.55) имеем

$$\begin{cases} \dfrac{2b^2}{\pi(Z_0^2-Z^2)}\exp\left(-\dfrac{2ba^2Z_0}{a^2Z_0\,2b}\ln\dfrac{2b^2}{\pi Z_0^2C_0}\right)=C; \\ Z=\dfrac{Z_0}{\dfrac{a^2Z_0}{2b}\ln\dfrac{2b^2}{\pi Z_0^2C_0}}S^2; \end{cases}$$

$$\begin{cases} Z=Z_0\sqrt{\dfrac{C-C_0}{C}}; \\ \dfrac{2b^2}{\pi Z_0^2}\exp\left(-\dfrac{2bS^2}{a^2Z}\right)=C_0. \end{cases}$$

Исключая параметр Z_0, получим

$$\frac{2b^2}{\pi Z^2}\exp\left(-\frac{2bS^2}{a^2Z}\right)=C_1,$$

что представляет собой уравнение поверхности тела выпуска Q,

$$C_1=\frac{CC_0}{C-C_0}. \qquad (II.61)$$

Таким образом, частицы, ранее расположенные на поверхности одного тела выпуска, переходят на поверхность другого тела выпуска. Разность объемов этих тел

$$Q_1-Q=q.$$

Аналогичное явление происходит и в плоской задаче (рис. 19, *б*).

Глава III

Теоретические исследования кинематики процесса выпуска руды из обрушенных блоков

§ 1. Дискретность рудной массы

Рудная масса в обрушенном блоке по своему строению представляет собой весьма сложное сыпучее тело, которое слагается из частиц самых разнообразных форм и размеров. Форма и размеры частиц зависят от целого комплекса факторов (строения массива, технологии разрушения и др.). Взаимное расположение и характер соединения частиц друг с другом образуют структуру, которая является одним из важнейших факторов, определяющих механические и физические свойства сыпучего тела.

Различают три основные структуры сыпучих тел: решетчатую, сплошную и смешанную. Наличие разнородных структурных включений внутри другой структуры сыпучего тела меняет свойство последней.

Исходя из процесса образования сыпучего тела, любая ориентировка частиц в пространстве равновероятна. При расчетах за усредненную форму частиц можно принять шаровую. Средний эквивалентный размер частиц для сыпучих тел сплошной структуры определяется наибольшими и наименьшими размерами каждой частицы, для сыпучих тел решетчатой структуры — наибольшими и наименьшими размерами кусков, образующих структурную решетку. Приближенно примем, что эквивалентный размер частиц для сыпучих тел смешанной структуры определяется наибольшими и наименьшими размерами каждой частицы.

Рудная масса в этих случаях является дискретно изотропной.

Эквивалентный размер частиц приближенно принимаем как средневзвешенный размер по гранулометрическому составу сыпучего материала

$$d_э = \frac{\sum_{i=1}^{n} d_{ср\,i} k_i}{\sum_{i=1}^{n} k_i}, \qquad (III.0).$$

где $d_{ср\,i}$ — средний размер частиц i-той фракции; k_i — процентное содержание i-той фракции в сыпучей массе; n — количество фракций.

Начальное разрыхление сыпучего тела определяется упаковкой частиц.

Таким образом, тело рудной массы с частицами различной формы и размеров можно представить в виде расчетного тела, состоящего из шарообразных частиц диаметром, равным эквивалентному размеру частицы.

§ 2. Функция распределения вероятностей смещения частиц

Сыпучая среда в общем случае характеризуется неравновероятным распределением смещений между частицами. Это свойство среды учтем коэффициентом неравномерности распределения смещений между частицами k.

Асимптотическими функциями распределения вероятностей смещения частиц являются:

в плоской задаче

$$P(X, Z) = \sqrt{\frac{2b}{\pi k Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2 k Z}\right); \quad \text{(III.1)}$$

в пространственной задаче

$$P(X, Y, Z) = \frac{2b}{\pi k Z} \exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{a^2 k Z}\right].$$

Из сравнения формул (II.14) и (II.18) видно, что в полученных формулах изменен масштаб измерения по оси OZ.

В главе II установлена область влияния выпускного отверстия в системе координат XOZ (плоская задача), граница которой описывается уравнением двух прямых, симметричных относительно оси OZ

$$Z = \left(|X| - \frac{S}{2}\right) \operatorname{tg} \alpha. \quad \text{(III.2)}$$

Острый угол наклона каждой прямой к оси OX

$$\alpha = \arcsin \frac{\pi}{6} \eta,$$

где η — начальное разрыхление среды.

В расчетном теле сыпучей среды область влияния выпускного отверстия ограничена прямыми с уравнением

$$Z = \left(|X| - \frac{S}{2}\right) \operatorname{tg} \alpha \frac{1}{k},$$

или

$$Z = \left(|X| - \frac{S}{2}\right) \operatorname{tg} \beta,$$

откуда

$$\operatorname{tg} \beta = \operatorname{tg} \alpha \frac{1}{k}, \quad \text{(III.3)}$$

где β — острый угол наклона каждой прямой к оси OX (рис. 18).

Из формулы (III.3)

$$k = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta}.$$

Начало отсчета по оси OZ (см. рис. 18) находится ниже плоскости выпускного отверстия на величину $\frac{S-a}{2} \operatorname{tg} \beta$.

На рис. 18 показано распределение вероятностей смещения частиц при $k = \frac{1}{3}$ ($S = 4a$), полученное непосредственно подсчетом на модели.

§ 3. Вторичное разрыхление сыпучей среды

Реальная сыпучая среда не обладает свойством свободных перемещений частиц при выпуске. Перемещение частиц в области влияния выпускного отверстия сопровождается вторичным разрыхлением сыпучего материала. Для реальной сыпучей среды (рис. 19, *в*) выпущенный сыпучий материал объемом q замещается сыпучим материалом объемом $q_1 = \frac{q}{\eta_1}$, объем материала q_1 замещается объемом материала $q_2 = \frac{q}{\eta_1 \eta_2}$ и так далее, т. е. получаем следующую последовательность: $q, \frac{q}{\eta_1}, \frac{q}{\eta_1 \eta_2}, \ldots, \frac{q}{\eta_1 \eta_2 \ldots \eta_n}$, где η_i — средний коэффициент вторичного разрыхления замещающего объема q.

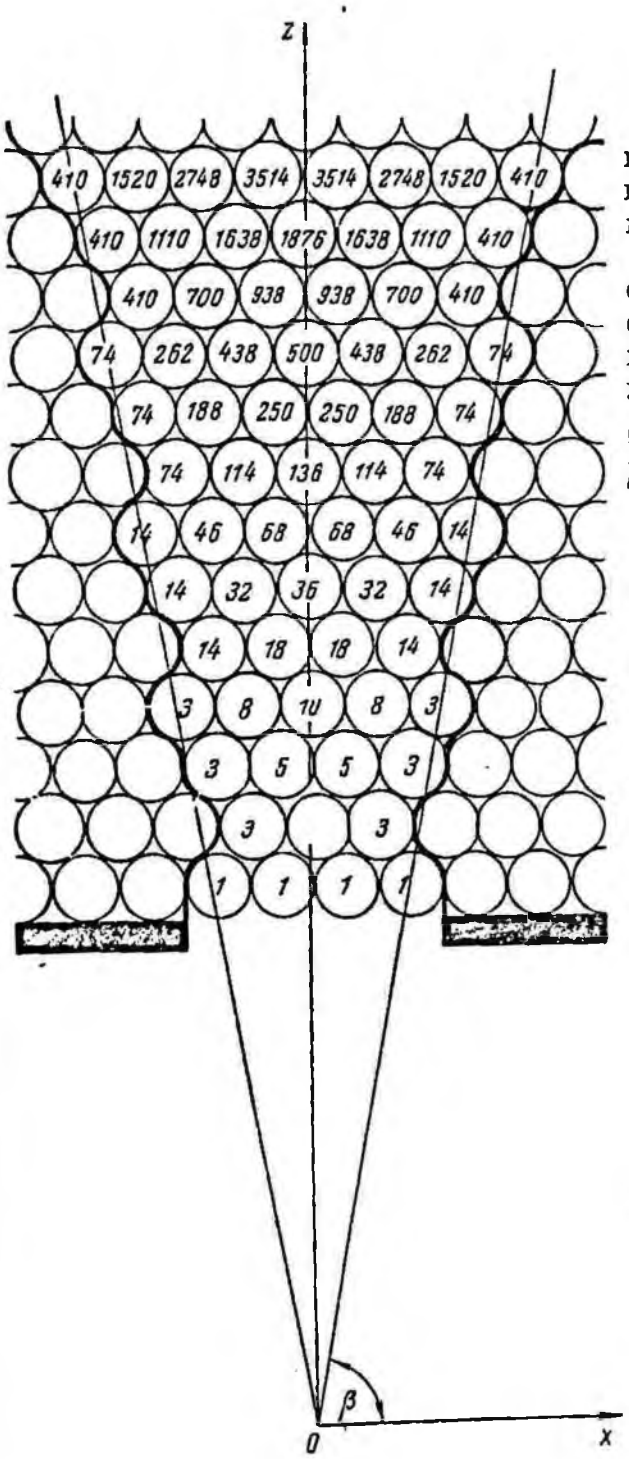


Рис. 18. Область влияния выпускного отверстия

Объем тела разрыхления

$$Q = q \sum_{k=0}^{k=n} \frac{1}{\prod_{i=0}^{k} \eta_i},$$

где $\eta_0 = 1$ — коэффициент вторичного разрыхления выпущенного сыпучего материала.

Для сред с большой подвижностью частиц $n \to \infty$ в этом случае сумма представляет бесконечно убывающий ($\eta_i > 1$, $i \neq 0$) положительный ряд. По признаку сходимости Даламбера ряд сходящийся, так как $\lim\limits_{n\to\infty} \eta_n > 1$

$$\lim_{n\to\infty} \frac{U_{n+1}}{U_n} = \lim_{n\to\infty} \frac{1}{\eta_n} < 1,$$

где U_i — член ряда.

Поэтому объем тела разрыхления конечен и равен

$$Q = \beta q; \qquad \text{(III.4)}$$

$$\beta = \sum_{k=0}^{k=\infty} \frac{1}{\prod_{i=0}^{k} \eta_i}. \qquad \text{(III.5)}$$

При недостаточной подвижности частиц $n = \text{const}$. В этом случае β тем более конечное число и равно

$$\beta = \sum_{k=0}^{k=n} \frac{1}{\prod_{i=0}^{k} \eta_i}. \qquad \text{(III.6)}$$

§ 4. Закономерности перемещения сыпучего материала в плоской задаче

Распределение вертикальных и горизонтальных составляющих скорости частиц соответственно равны

$$v_Z(X, Z) = -v_0 \sqrt{\frac{2b}{\pi k Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2 k Z}\right);$$

$$v_X(X, Z) = -\frac{v_0 X}{2Z} \sqrt{\frac{2b}{\pi k Z}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2 k Z}\right).$$

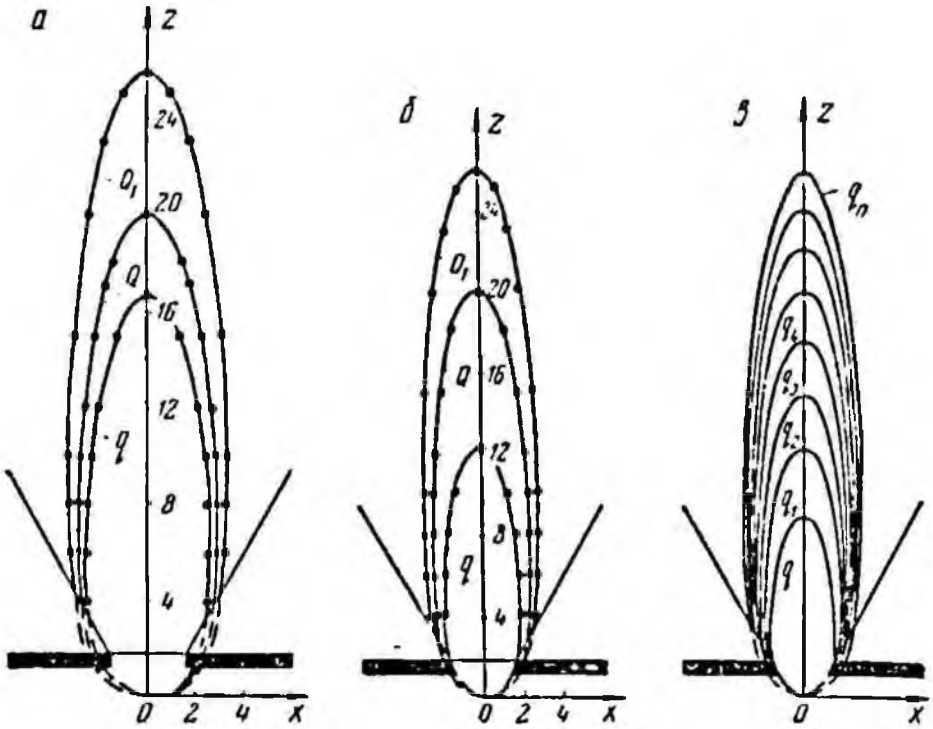


Рис. 19. Перемещение сыпучего материала: *а — в пространственной задаче; б — в плоской задаче; в — в реальной сыпучей среде*

Значения a и b принимаются с учетом коэффициента разрыхления.

Скорость движения частицы в ячейке с координатами (X, Z)

$$v(X, Z) = v_0 \frac{\sqrt{X^2+4Z^2}}{2Z} \sqrt{\frac{2b}{\pi kZ}} \exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2kZ}\right).$$

Фигура равных вертикальных составляющих скорости частиц имеет уравнение

$$X = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{kZ}{b} \ln \frac{2b}{\pi kZC^2}}.$$

Уравнением траектории движения частиц является парабола

$$Z = \frac{Z_0}{X_0^2} X^2.$$

Уравнение поверхности тела выпуска

$$X = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{kZ}{b} \ln \frac{2b^3}{\pi k^3 Z^3 C^2}}. \qquad (III.7)$$

Тело выпуска заключено внутри пересекающихся кривых, выражаемых уравнениями (III.7), и

$$Z = \left(|X| + \frac{a}{2}\right) \operatorname{tg} \beta;$$

$$Z = \left(r - \frac{a}{2}\right) \operatorname{tg} \beta,$$

где r — радиус выпускного отверстия.

Объем тела выпуска равен объему тела, ограниченного поверхностью с уравнением (III.7). Аналогично уравнениям (II.46) и (II.47)

$$q = \frac{2a^2b}{3kC}; \qquad (III.8)$$

$$q = \frac{a^2}{3}\sqrt{\frac{2\pi kh^3}{b}} \qquad (III.9)$$

В области влияния выпускного отверстия существует функция рас-

пределения вертикальной составляющей скорости перемещения точек поверхности тела разрыхления

$$W = W_0 P(X, kZ), \qquad (III.10)$$

где W_0 — скорость перемещения точки поверхности тела разрыхления у выпускного отверстия.

Тогда поверхность тела разрыхления имеет уравнение

$$\frac{b}{kZ} P(X, kZ) = C,$$

где C — постоянная величина для каждой поверхности тела разрыхления.

Параметры тел разрыхления обозначим такими же буквами (но прописными), что и параметры тел выпуска. Аналогично формулам (II.46)—(II.48) и (III.8)—(III.9) получим

$$Q = \frac{a^2}{3}\sqrt{\frac{2\pi K H^3}{b}}. \qquad (III.11)$$

Из формул (II.39) и (II.48)

$$v_0 = \frac{q}{a^2 t}. \qquad (III.12)$$

Аналогично

$$W_0 = \frac{Q}{a^2 t}. \qquad (III.13)$$

При одном и том же t

$$\frac{Q}{q} = \frac{W_0}{v_0} = \beta.$$

Таким образом, параметр β не зависит от объема выпущенного материала и определяется свойствами сыпучей среды

$$\beta = \frac{\eta}{\eta - 1}. \qquad (III.14)$$

Известно, что

$$\frac{Q}{Q-q} = \eta. \qquad (III.15)$$

Коэффициент предельного разрыхления среды ξ в объеме тела разрыхления определяется по формуле

$$\frac{Q}{\frac{Q}{k_p} - \frac{q}{k_p}} = \xi$$

или

$$\frac{Q}{Q-q} = \frac{\xi}{k_p}, \qquad (III.16)$$

где k_p — коэффициент начального разрыхления среды (до выпуска).

Из равенств (III.15) и (III.16) получим

$$\xi = \eta k_p. \qquad (III.17)$$

Коэффициент вторичного разрыхления

$$\eta = \frac{\xi}{k_p}. \qquad (III.18)$$

Из формул (III.12) и (III.4) следует

$$H = \sqrt[3]{\frac{9k^2 b \beta^2}{2\pi a^4} q}.$$

Из формул (III.13), (III.4) и (III.8) получим $C = \frac{C}{\beta}$, что представляет собой уравнение прямой линии.

Из формул (III.12) и (III.9) имеем

$$\frac{Q}{q} = \sqrt{\frac{H^3}{h^3}}.$$

Уравнение мульды прогиба

$$X = \frac{a}{2}\sqrt{\frac{kZ}{b} \ln \frac{2b^3}{\pi(\sqrt{Z_0^3} - \sqrt{Z^3})k^3 C_1^2}}. \qquad (III.19)$$

Параметр C_1 зависит от высоты горизонта прогиба и объема выпущенного сыпучего материала. При выпуске сыпучего материала объемом q через каждый горизонт Z проходит различное количество сыпучего материала. С увеличением высоты горизонта количество материала, проходящего через него,

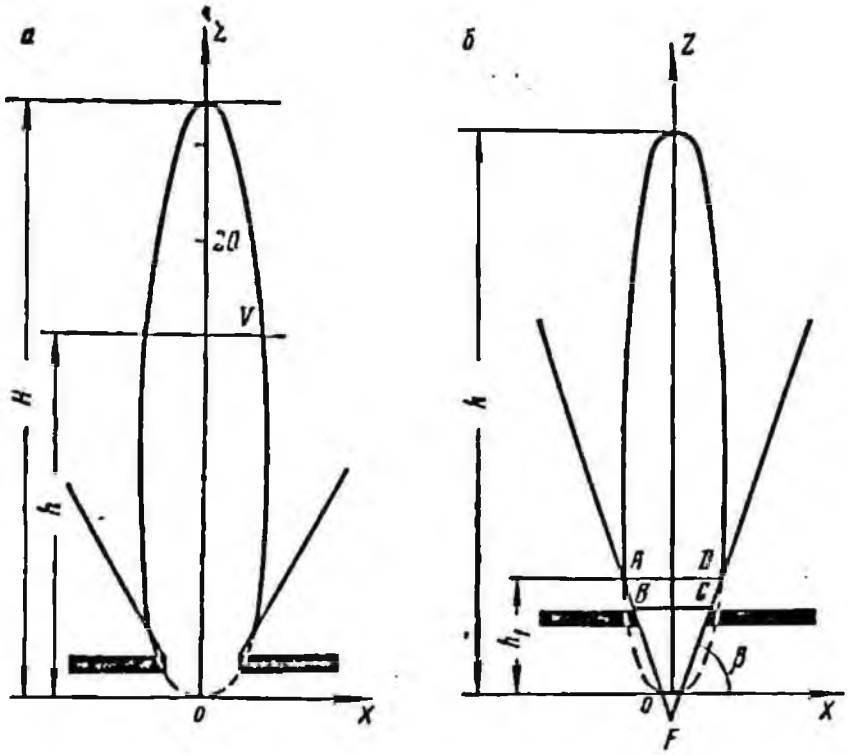


Рис. 20. К определению объема тела выпуска:
а — в плоской задаче; б — в пространственной задаче

уменьшается и при $Z = h$ равно нулю (рис. 20, *а*).

Параметр C_1 при высоте горизонта h (см. рис. 20, *а*) определяется по формуле (III.8)

$$C_1 = \frac{2}{3} \cdot \frac{a^2 b}{k q_1}; \qquad \text{(III.20)}$$

$$q_1 = \frac{V}{\beta} \eta. \qquad \text{(III.21)}$$

Объем части тела разрыхления V выше горизонта $Z = h$ определяется аналогично объему тела разрыхления, при этом нижний предел интегрирования равен h,

$$V = a \int_h^H \sqrt{\frac{a^2 Z k}{b} \ln \frac{2b^3}{\pi Z^3 k^3 C^2}}\, dZ.$$

Так как

$$H = \sqrt[3]{\frac{2b^3}{\pi C^2 k^3}},$$

то

$$C = \sqrt{\frac{2b^3}{\pi H^3 k^3}};$$

$$V = a \int_h^H \sqrt{\frac{a^2 Z k}{b} \ln \frac{H^3}{Z^3}}\, dZ.$$

Заменяя Z на He^{-2t^2} и интегрируя, получим

$$V = \frac{2}{3} a^2 \sqrt{\frac{6H^3 k}{b}} \times$$
$$\times \left[\sqrt{\frac{\pi}{12}}\, \Phi\left(\sqrt{3 \ln \frac{H}{h}} - \right.\right.$$
$$\left.\left. - \sqrt{\frac{h^3}{2H^3} \ln \frac{H}{h}}\right)\right],$$

где Ф — функция Лапласа.

Из формул (III.14) и (III.21) получим

$$q_1 = V(\eta - 1).$$

Для достаточно высоких горизонтов, исходя из почти вертикальной траектории движения частиц, прогиб

горизонта в точке можно определить по формуле

$$W=\frac{q_1}{a^2}\sqrt{\frac{2b^3}{\pi k^3 Z_0^3}}\exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2kZ_0}\right), \qquad (III.22)$$

где q определяется по формуле (III.21).

Новое местоположение частиц определяется системой

$$\begin{cases}\sqrt{\dfrac{2b^3}{\pi k^3(\sqrt{Z_н^3}-\sqrt{Z^3})^2}}\exp\left(-\dfrac{2bX_н^2}{a^2kZ_н}\right)=\\ \qquad\qquad\qquad\qquad\qquad\qquad =C_1;\\ Z=\dfrac{Z_н}{X_н^2}X^2,\end{cases} \qquad (III.23)$$

где $X_н$ и $Z_н$ — координаты первоначального расположения частицы.

Величина C_1 определяется для каждой точки первоначального расположения частицы по формуле (III.20).

По формулам (III.19), (III.22) и (III.23) можно определять и деформацию земной поверхности до момента скатывания частиц по ней. Доказательство, что частицы с поверхности тела разрыхления переходят на поверхность тела выпуска при $q<Q$, аналогично доказательству перехода частиц с поверхности одного тела выпуска на поверхность другого тела выпуска (см. главу II, § 2).

§ 5. Закономерности перемещения руды в пространственной задаче

Распределения вертикальных и горизонтальных составляющих скорости движения частиц соответственно равны

$$V_Z=-V_0\frac{2b}{\pi kZ}\exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{a^2kZ}\right];$$

$$U(X,Y,Z)=-\frac{V_0\sqrt{X^2+Y^2}}{2Z}\times$$

$$\times\frac{2b}{\pi kZ}\exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{a^2kZ}\right].$$

Значения a и b принимаются с учетом коэффициентов разрыхления.

Проекция скорости частиц:

на ось OX

$$V_X(X,Y,Z)=-\frac{V_0X}{2Z}\times$$

$$\times\frac{2b}{\pi kZ}\exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{a^2kZ}\right],$$

на ось OY

$$V_Y(X,Y,Z)=-\frac{V_0Y}{2Z}\times$$

$$\times\frac{2b}{\pi kZ}\exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{a^2kZ}\right].$$

Скорость движения частицы в ячейке с координатами (X, Y, Z)

$$V(X,Y,Z)=\frac{V_0\sqrt{X^2+Y^2+4Z^2}}{2Z}\times$$

$$\times\frac{2b}{\pi kZ}\exp\left[-\frac{2b(X^2+Y^2)}{a^2kZ}\right].$$

Поверхность равных вертикальных скоростей частиц имеет уравнение

$$X=\sqrt{\frac{kZa^2}{2b}\ln\frac{2b}{\pi kZC}-Y^2};$$

или при

$$S=\sqrt{X^2+Y^2}$$

$$S=a\sqrt{\frac{kZ}{2b}\ln\frac{2b}{\pi kZC}}$$

и является замкнутой поверхностью, ограниченной областью влияния выпускного отверстия.

Уравнением траектории движения частиц является парабола

$$Z=\frac{Z_0}{S_0^2}S^2,$$

где S_0 и Z_0 — начальные координаты частиц.

Уравнение поверхности тела выпуска

$$X=\sqrt{\frac{a^2kZ}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi k^2Z^2C}-Y^2} \quad (III.24)$$

$$S=\sqrt{X^2+Y^2}$$

или при

$$S=a\sqrt{\frac{kZ}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi k^2Z^2C}}. \quad (III.25)$$

Более точно тело выпуска заключено внутри пересекающихся поверхностей, выраженных уравнениями (III.25) и

$$Z=|S|\operatorname{tg}\beta;$$

$$Z=\left(r-\frac{a}{2}\right)\operatorname{tg}\beta,$$

где r — радиус выпускного отверстия.

Объем тела, ограниченного поверхностью с уравнением (III.24), аналогично формуле (II.50) составит

$$q=\frac{a^2b}{2Ck}. \quad (III.26)$$

Объем тела выпуска равен разности объемов тела, ограниченного поверхностью, выраженной уравнением (III.24) и тела $OABCD$ (рис. 20, *б*).

Объем тела, ограниченного поверхностью, выраженный уравнением (III.25) ниже горизонта h_1, составляет

$$V_1=\pi\int_0^{h_1}\frac{a^2kZ}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi k^2Z^2C}dZ. \quad (III.27)$$

Заменяя Z на $\sqrt{\frac{2b^2}{\pi Ck^2}}e^{-t^2}$ и интегрируя, получим

$$V_1=\frac{\pi a^2}{4b}kh_1^2\ln\left(\frac{h_1^2}{h_1^2}e\right), \quad (III.28)$$

где e — основание натуральных логарифмов.

Объемы конусов OAD и OBC

$$V_2=\frac{\pi}{3\operatorname{tg}^2\beta}h_1^3;$$

$$V_3=\frac{\pi}{3}r^3\operatorname{tg}\beta.$$

Объем тела выпуска

$$q=\frac{\pi a^2}{4b}kh^2-\frac{\pi a^2}{4b}kh_1^2\ln\left(\frac{h^2}{h_1^2}e\right)+$$

$$+\frac{\pi}{3\operatorname{tg}^2\beta}h_1^3-\frac{\pi}{3}r^3\operatorname{tg}\beta. \quad (III.29)$$

Величина h_1 находится из решения системы

$$\begin{cases}\frac{2b^2}{\pi Z^2k^2}\exp\left(-\frac{2bS^2}{a^2Zk}\right)=C;\\ Z=S\operatorname{tg}\beta.\end{cases}$$

В неявном виде h_1 входит в выражение

$$h=h_1\exp\left(\frac{bh_1}{a^2k\operatorname{tg}^2\beta}\right). \quad (III.30)$$

Подставив во второе слагаемое выражения (III.29) значение h из формулы (III.30), получим

$$q=\frac{\pi a^2}{4b}kh^2-\frac{\pi}{6\operatorname{tg}^2\beta}h_1^3-$$

$$-\frac{\pi a^2}{4b}kh_1^2-\frac{\pi}{3}r^3\operatorname{tg}\beta. \quad (III.31)$$

Величину h представим в виде

$$h=h_2+\Delta,$$

где h_2 — высота тела выпуска; $\Delta=r\operatorname{tg}\beta$ — расстояние от плоскости выпускного отверстия до оси OX.

Тогда объем тела выпуска в зависимости от его высоты h_2

$$q=\frac{\pi a^2}{4b}kh_2^2+\frac{\pi a^2}{2b}kh_2r\operatorname{tg}\beta+$$

$$+\frac{\pi a^2}{4b}kr^2\operatorname{tg}^2\beta-\frac{\pi a^2}{6\operatorname{tg}^2\beta}h_1^3-$$

$$-\frac{\pi a^2}{4b}kh_1^2-\frac{\pi}{3}r^3\operatorname{tg}\beta. \quad (III.32)$$

При достаточно большом h_2 сумма последних членов ничтожно мала по сравнению с первым слагаемым, поэтому приближенно считаем, что объем тела выпуска равен

$$q=\frac{\pi a^2}{4b}kh_2^2. \qquad (III.33)$$

По расчетам при $\Delta = r\operatorname{tg}\beta = 5$, начиная с высоты $h = 50$ *м*, объем тела выпуска, вычисленный по формуле (III.33), меньше объема, вычисленного по формуле (III.32), на 4,5%. При $\Delta = 2$, начиная с того же значения $h = 50$ *м*, — на 1%. Объем тела выпуска, вычисленный по формуле (III.33), в определенном интервале h_2 уточняем за счет соответствующего выбора значения

$$\chi=\frac{\pi a^2}{4b}k. \qquad (III.34)$$

Зависимость коэффициента вытянутости тела выпуска m от высоты его устанавливается по формуле

$$m=\frac{h}{u}, \qquad (III.35)$$

где u — ширина тела выпуска на высоте $\frac{h}{2}$.

Подставляя входящие величины и преобразуя последнюю формулу, получим

$$m^2=\frac{b}{a^2k\ln 4}h_2+\frac{b^2\frac{(S-a)}{a}}{a^2k\ln 4}, \qquad (III.36)$$

где S — ширина выпускного отверстия.

Введя обозначения

$$P=\frac{a^2k\ln 2}{b}; \qquad (III.37)$$

$$k_1=\frac{b^2(S-a)}{a^3k\ln 4}, \qquad (III.38)$$

получим

$$m^2=\frac{1}{2P}h_2+k_1, \qquad (III.39)$$

где P и k_1 — постоянные коэффициенты для руды с определенными физико-механическими свойствами. Коэффициент P имеет размерность *м*, величина k_1 — безразмерная.

Параметры тел разрыхления обозначим такими же буквами (но прописными), что и параметры тел выпуска,

$$Q=\frac{a^2b}{2kC}; \qquad (III.40)$$

$$Q=\frac{\pi a^2}{4b}kH^2. \qquad (III.41)$$

При $k_1 = 0$ из формул (III.37)—(III.40) имеем

$$Q=\frac{\pi}{3}PH^2. \qquad (III.42)$$

Коэффициент вторичного разрыхления η имеет ту же зависимость от коэффициента разрыхления сыпучего материала до выпуска $k_р$ и коэффициента предельного разрыхления среды ξ (III.18), что и в плоской задаче.

Уравнение мульды прогиба определяют по формуле

$$S=\sqrt{\frac{kZ}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi(Z_0^2-Z^2)k^2C_1}}. \qquad (III.43)$$

Параметр C_1 зависит от высоты горизонта прогиба и объема выпущенного сыпучего материала и при высоте горизонта h определяется по формуле

$$C_1=\frac{a^2b}{2kq_1}, \qquad (III.44)$$

$$q_1=\frac{V}{\beta}\eta. \qquad (III.45)$$

Объем части тела разрыхления V выше горизонта $Z = h$ определяем,

как и объем тела разрыхления (тела выпуска), при этом нижний предел интегрирования равен h,

$$V=\pi\int_h^H \frac{a^2kZ}{2b}\ln\frac{2b^2}{\pi k^2Z^2C}\,dZ.$$

Заменив Z на $\sqrt{\frac{2b}{\pi k^2C}}\,e^{-t^2}$ и интегрируя по частям, получим

$$V=\frac{2a^2b}{Ck}\left(1-\sqrt{\frac{2b^2}{\pi k^2h^2C}}\right). \quad (III.46)$$

Заменив β из формулы (III.14) в формулах (III.45) и (III.46), получим

$$q_1=V(\eta-1). \quad (III.47)$$

Для высоких горизонтов, исходя из почти вертикальной траектории движения, величину прогиба горизонта определим по формуле

$$\omega=\frac{q_1}{a^2}\cdot\frac{2b^2}{\pi k^2Z_0^2}\exp\left(-\frac{2bX^2}{a^2kZ_0}\right), \quad (III.48)$$

где q_1 определяем по формуле (III. 45).

Новое местоположение частиц определяется системой

$$\begin{cases} \dfrac{2b^2}{\pi(Z_0^2-Z^2)k^2}\exp\left(-\dfrac{2bX_0^2}{a^2Z_0k}\right)=C_1; & (III.49)\\ Z=\dfrac{Z_0}{X_0^2}X^2, & (III.50)\end{cases}$$

где X_0 и Z_0 — координаты первоначального расположения частиц.

Величину C_1 определяем для каждой точки первоначального расположения частиц по формуле (III.44).

По формулам (III.43), (III.48) — (III.50) можно определять и деформацию земной поверхности до момента скатывания частиц по ней. Доказательство того, что частицы с поверхности тела разрыхления переходят на поверхность последующего тела выпуска при $q<Q$, аналогично доказательству перехода частиц с поверхности одного тела на поверхность другого тела выпуска.

§ 6. Определение закономерностей выпуска руды на основе законов механики, гидравлики и размерностей

Закономерности истечения сыпучего материала можно получить не только на основе теории стохастических процессов, но и на основе законов механики, гидравлики и размерностей.

Еще в 1948—1951 гг. мы определили характер распределения скоростей движения частиц вдоль и поперек оси потока [6]. Коротко изложим эти исследования.

Объем выпущенной руды q из отверстия радиусом r выразим через объем эллипсоида выпуска, усеченного на уровне выпускного отверстия, и через время выпуска t, площадь выпускного отверстия S_0, скорость истечения сыпучего материала v_0 [правая часть уравнения (III.51)]

$$\frac{\pi h^3}{6m^2}+0{,}5\pi r^2h=S_0v_0t=q. \quad (III.51)$$

Так как $m^2=\frac{h}{2p}$, то

$$t=\frac{\pi ph^2}{3S_0v_0}+0{,}5\frac{h}{v_0}. \quad (III.52)$$

Из этого уравнения следует, что графиком изменения времени движения вершины эллипсоида выпуска от его высоты при непрерывном истечении сыпучего материала является квадратичная парабола. Скорость движения частицы по оси потока равна скорости движения вершины эллипсоида выпуска, но в обратном направлении.

Продифференцируем обе части уравнения (III.52)

$$dt=\left[\frac{2\pi ph}{3S_0v_0}+\frac{0,5}{v_0}\right]dh.$$

Скорость движения вершины эллипсоида выпуска

$$v=\frac{dh}{dt}=\frac{3S_0v_0}{2\pi ph+1,5S_0}. \quad \text{(III.53)}$$

Из формулы (III.53) следует, что графиком изменения v от h является равносторонняя гипербола. При значительной величине h членом $1,5S_0$ можно пренебречь, тогда формула (III.53) примет вид

$$vh=\frac{3S_0v_0}{2\pi p}=\text{const}.$$

Из формулы (III.53) следует, что в плоскости выпускного отверстия (при $h = 0$) скорость движения частицы по оси потока в два раза больше средней, т. е. $v = 2v_0$.

В лабораторных опытах диаметр отверстия равен 0,4 *см*, показатель сыпучести руды — 0,66 *см*, скорость истечения через выпускное отверстие $v_0 = 6$ *см/сек*, $v = 12$ *см/сек*.

Эта закономерность истечения сыпучего материала из выпускного отверстия совпадает с закономерностью течения вязкой жидкости по трубам.

Известно, что при течении вязкой жидкости по трубам поперечный профиль скоростей имеет параболическую форму, а максимальная скорость в два раза больше средней.

Основываясь на законах механики и теории размерностей, В. А. Горбунов подтвердил наши выводы, выраженные формулами (III.52) и (III.53). Пользуясь теорией размерностей он доказал, что вес выпущенной руды из отверстия пропорционален квадрату высоты выпускаемого слоя руды, что соответствует нашей основной зависимости, выраженной формулами (III.42) и (III.41). В отличие от этих формул В. А. Горбунов выражает сыпучие свойства руды через угол истечения. Мы полагаем, что показатель сыпучести руды p лучше характеризует сыпучие свойства руды и его гораздо проще установить в промышленных и лабораторных условиях.

§ 7. Механические свойства сыпучих материалов

При изучении механических свойств сыпучих материалов представляет интерес закономерность, отражающая зависимость между давлением и сопротивлением сдвигу в сыпучих материалах. На рис. 21, *а* показана схема сил, действующих на границе области влияния выпускного отверстия. Вертикальное напряжение σ разлагается на две составляющие τ и σ_n. На точку N действуют следующие силы: τ, которая способствует сдвигу, и σ_n и τ_0, которые ему противодействуют. Основные показатели связаны между собой формулой Кулона

$$\tau=\sigma_n \operatorname{tg}\varphi+\tau_0,$$

где τ — сопротивление сдвигу, *кгс/см*^{2}; σ_n — нормальное напряжение сжатия, *кгс/см*^{2}; φ — угол внутреннего трения, *град*; τ_0 — начальное сопротивление сдвигу, *кгс/см*^{2}.

Начальное сопротивление сдвигу τ_0 (называемое в механике грунтов структурным сцеплением) придает телу определенную жесткость. Данное сцепление обусловливается наличием в природе жестких необратимых связей, действующих между слагающими ее частицами. Для монолитных скальных пород оно определяет их прочность. В глинистых грунтах эта величина выражена менее ясно. В сыпучих материалах, слагаемых из

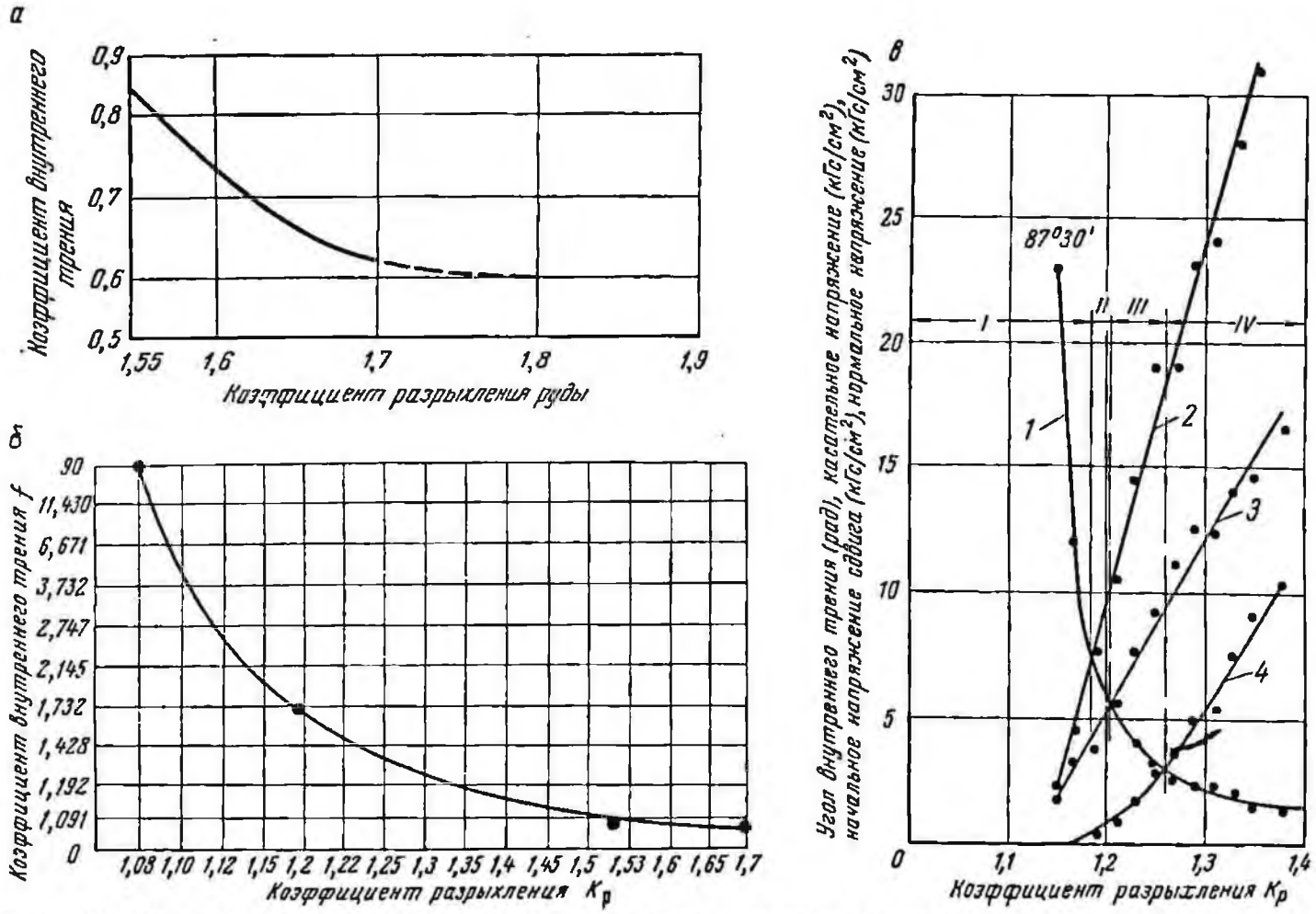


Рис. 22. Зависимость физико-механических свойств сыпучего материала от коэффициента разрыхления:
а — зависимость коэффициента внутреннего трения от K_p по О. А. Яковлеву; б — зависимость коэффициента внутреннего трения от K_p по М. А. Стебакову; в — зависимость угла внутреннего трения 1, сопротивления сдвигу 2, начального сопротивления сдвигу 3 и нормального напряжения 4 от K_p по Н. Т. Треневу; I — переуплотненный материал; II — уплотненный материал; III — переходное состояние выпускаемого материала; IV — нормально разрыхленный материал

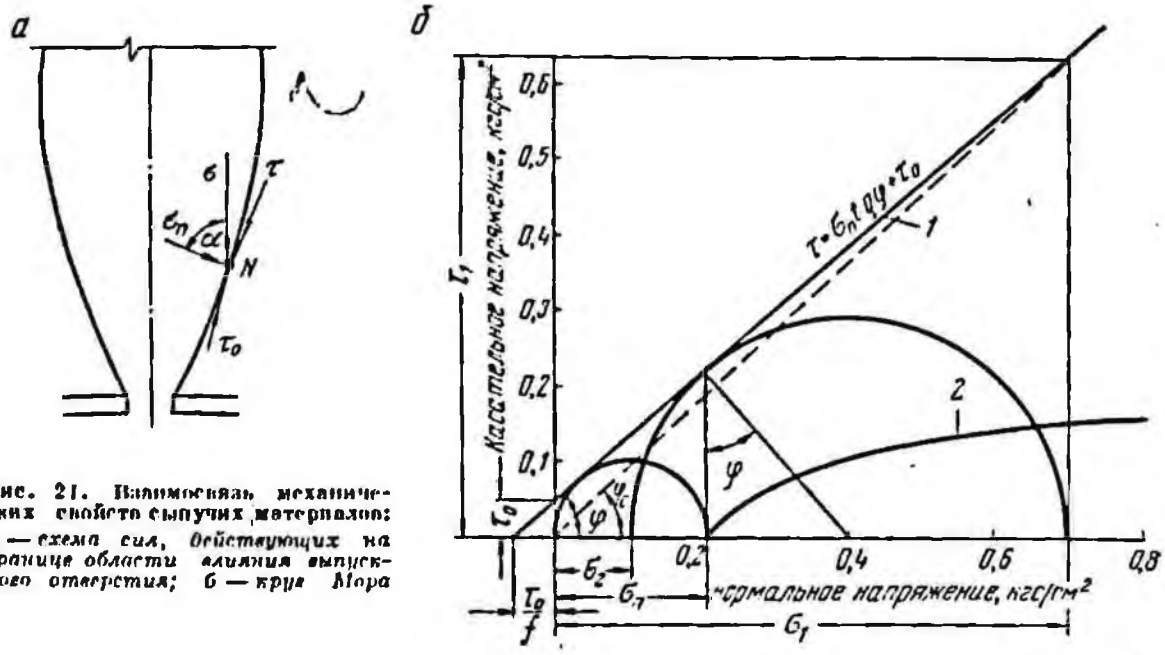


Рис. 21. Взаимосвязь механических свойств сыпучих материалов: *а* — схема сил, действующих на границе области влияния выпускного отверстия; *б* — круг Мора

отдельных частиц, структурное сцепление отсутствует. Однако при достаточно большой разнице в размерах фракций, слагающих сыпучее тело, возникает взаимное зацепление между его отдельными частицами. Этот фактор можно рассматривать как проявление структурного сцепления и называть начальным сопротивлением сдвигу, а сами сыпучие материалы рассматриваются как связные сыпучие тела.

Величина $\operatorname{tg}\varphi$ характеризует силы трения, возникающие при взаимном перемещении частиц сыпучей среды относительно друг друга при соответствующем нормальном напряжении.

Величину угла внутреннего трения определяют графическим путем с помощью круга Мора (рис. 21, *б*).

Прямая *1* отражает зависимость между предельным касательным напряжением и нормальным напряжением. Выше этой прямой лежит зона сдвижения, ниже — зона равновесия. Отдельные элементы графика предельных касательных напряжений, характеризующие механические свойства сыпучего тела в состоянии предельного равновесия, называются: угол наклона прямой *1* к оси абсцисс — углом внутреннего трения; отрезок τ_0, отсекаемый прямой на оси ординат, — начальным сопротивлением сдвигу; тангенс угла наклона прямой к оси абсцисс называется коэффициентом внутреннего трения. Если взять на диаграмме предельных касательных напряжений какую-либо точку и провести из нее прямую к началу координат, то отношение сдвигающего напряжения τ_1 к соответствующему нормальному напряжению σ_1 будет выражать общее сопротивление материала сдвигу и называется коэффициентом сопротивления сдвигу

$$f_c = \frac{\tau_1}{\sigma_1} = \operatorname{tg}\varphi_c.$$

Угол φ_c называют углом сопротивления сдвигу. Коэффициент сопротивления сдвигу

$$f_c = f + \frac{\tau_0}{\sigma_n},$$

где f — коэффициент внутреннего трения.

Степень подвижности связного сыпучего материала определяют коэффициентом подвижности n, представленном на рис. 21, *б* кривой *2*. Коэффициент подвижности

$$n = 1 + 2/f_c - 2/c\sqrt{1+f^2}.$$

Физико-механические свойства сыпучего материала зависят от коэффициента разрыхления. На рис. 22, *а* и *б* показана зависимость коэффициента внутреннего трения, а на рис. 22, *в* — прочих физико-механических свойств от коэффициента разрыхления.

Выше представлены данные влияния коэффициента разрыхления на параметры эллипсоидов разрыхления и выпуска, на углы естественного откоса и на углы откоса гребней потерянной руды, на потери руды на гребнях воронок и на лежачем боку. Ниже показано влияние K_p на показатель сыпучести руды.

§ 8. Физическая сущность показателя сыпучести руды

Лабораторные исследования, выполненные нами еще в 1948—1951 гг. [6], и результаты обработки исходных данных лабораторных опытов, проведенных Г. М. Малаховым и П. Д. Петренко в Криворожском горнорудном институте, П. М. Вольфсоном и Б. Е. Гордоном в Криворожском ПИГРИ, П. А. Карманов ым в Ленинградском институте, А. П. Филиппенковым в Норильском горнометаллургическом комбинате (рис. 23, *а*), П. П. Фельшау в Свердловском горном институте (рис. 23, *б*) и другими, показали, что изменение квадрата коэффициента вытянутости эллипсоида выпуска в зависимости от высоты слоя руды происходит по уравнению прямой линии (III. 39). Эта закономерность подтверждается промышленными данными (см. рис. 23, *а*).

Во многих промышленных опытах и в некоторых лабораторных экспериментах начальная ордината K_1 стремится к нулю. В остальных опытах при значительной высоте слоя руды (более 10 *м*) ею можно пренебречь. Поэтому при расчетах можно принять

$$h = 2pm^2;$$

$$a = pm^2, \qquad (III.54)$$

где $h = 2a$, $m = \frac{a}{b}$, a и b — соответственно большая и малая полуоси эллипсоида выпуска (см. рис. 4). Так как

$$q = \frac{4}{3}\pi ab^2,$$

то из формул (III.42) и (III.54) следует

$$b = \sqrt{pa};$$

$$b = \sqrt{0{,}5ph}. \qquad (III.55)$$

Установим физическую сущность постоянной величины p.

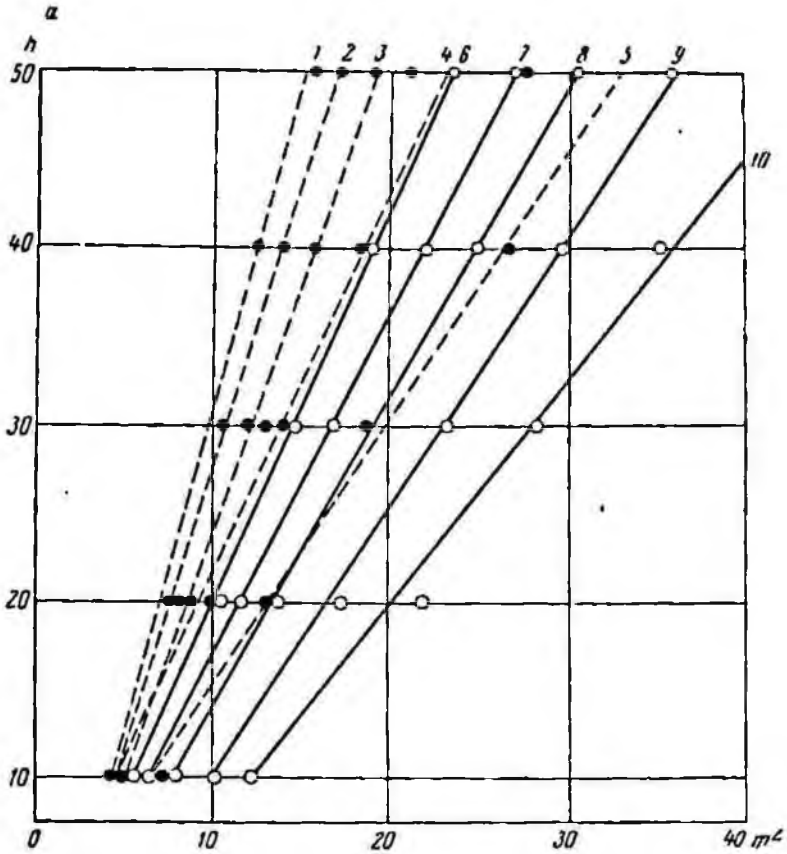
Сущность ее можно выявить из уравнения области влияния выпускного отверстия, представляющего собой в общем виде уравнение параболы

$$y^2 = 2px, \qquad (III.56)$$

где p — параметр параболы, равный расстоянию от фокуса до директрисы параболы.

Параметр p является радиусом кривизны вершины параболы [36] и, следовательно, постоянная p является ничем иным, как радиусом кривизны области влияния выпускного отверстия r

$$p = r. \qquad (III.57)$$



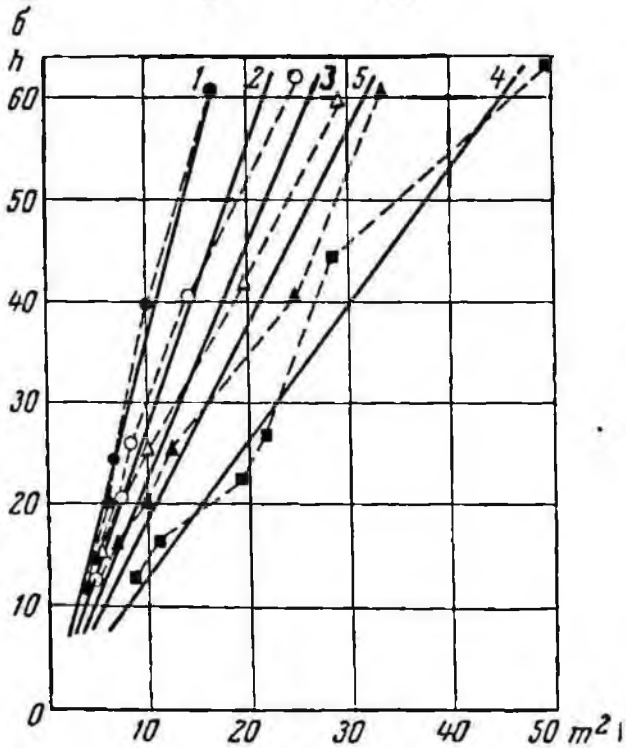


Рис. 23. Зависимость коэффициента вытянутости эллипсоида выпуска от его высоты:

а — для условий рудника «Заполярный»: 1—5 — по данным лабораторных опытов; 6—10 — по данным производственных экспериментов при коэффициентах разрыхления соответственно 1,7; 1,6; 1,5; 1,4; 1,2; 1,41; 1,3; 1,21; 1,13 и 1,08; б — по данным лабораторных опытов П. П. Фельшау для фракций: 1 — 6—10 мм; 2 — 3—6 мм; 3 — 1—3 мм; 4 — 0,5 — 1 мм; 5 — для смеси

Из высшей математики известно, что радиус кривизны вершины эллипса равен (см. рис. 4)

$$r = \frac{b^2}{a}. \qquad (III.58)$$

Из формулы (III.55) следует, что для эллипсоида выпуска $b^2 = pa$, следовательно, $p = r$.

Таким образом, по мере выпуска руды радиус кривизны вершины тела выпуска не меняется и остается равным постоянной величине p. Эта закономерность подтверждается лабораторными опытами с большой точностью. Диапазон колебания величины p измеряется миллиметрами и даже десятыми долями миллиметра.

В наших опытах постоянная величина равна 19,2—20 *мм*, т. е. диапазон колебаний величины p не превышает 0,8 *мм*. В опытах 9 и 10, 36—38, 39 ВНИИГормета величина p соответственно равна 46,7—49,0; 41,6—43,0; 31,2—32,2 *мм*, а диапазон колебаний p составляет 2,3; 1,4; 1,0 *мм*.

В пяти опытах Криворожского НИГРИ с различным сыпучим материалом величина p соответственно равна 12,2—12,3; 14,4—14,5; 17,2—17,6; 26,7—27,0; 37,3—37,6 *мм* (диапазон колебаний в каждом опыте p не превышает 0,4 *мм*).

Диапазон колебаний величины p зависит от степени достоверности исходных величин — параметров фигуры выпуска.

Большой диапазон колебаний величины p свидетельствует о неправильной постановке лабораторных опытов. Это имеет место в том случае, когда руду выпускают из отверстия, расположенного у стеклянной стенки, и не учитывают отклонение оси потока от стенки или же не точно фиксируют момент появления пустых пород в отверстии. При выпуске руды из центрального отверстия узкой модели развитию фигуры выпуска могут мешать стенки модели. Точность лабораторных опытов при определении параметров фигур выпуска по жетонам зависит от точности укладки и числа их. При оконтуривании эллипсоидов разрыхления по прогибам окрашенных полосок могут быть допущены грубые ошибки.

Постоянная p зависит от физико-механических свойств руды в блоке (крупности кусков, гранулометрического состава, влажности, коэффициента разрыхления, коэффициента внутреннего трения и т. д.).

Показатель p является комплексным, т. е. он учитывает влияние всех прочих факторов на сыпучие свойства руды. Назовем его показателем сыпучести руды.

Показатель сыпучести руды следует определять в конкретных производственных условиях. Его можно определить по уравнению (III.42), если известны объем выпущенной руды и высота слоя руды. Опыты по определению количества руды, выпущенной до начала разубоживания, провел Г. М. Малахов в 1950-х г. Очень ценные наблюдения провел А. Н. Филипченков на рудниках Норильского комбината. Он замерил объемы выпущенной руды для высот 10, 20, 30, 40, 50 *м* при коэффициентах разрыхления 1,08—1,41. По этим данным по формуле (III.42) мы определили показатели сыпучести руды.

Показатель сыпучести можно установить при выпуске руды из промежуточного выпускного отверстия. Для этого нужно знать высоту гребня руды, оставленной между основными выпускными выработками. Высоту гребня можно определить по

углам откоса гребня или методом подстановок по формуле

$$h_{гр}=\frac{l^2}{8p}. \qquad (III.59)$$

Таким образом, мы определили показатель сыпучести руды для блока № 16 шахты № 6 Тырныаузского комбината. Блок отработан системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде.

По нашей рекомендации из штрека № 4 прошли дополнительную выпускную выработку. В ноябре 1968 г. из нее выпустили 5100 *т* рудной массы при предельном разубоживании 90%. Высоту гребня определили равной 25 *м*. Коэффициент разрыхления приняли равным 1,21. По высоте гребня и предельному разубоживанию нашли высоту эллипсоида в конечной стадии выпуска. По параметрам этого эллипсоида определили, что показатель сыпучести p равен 0,8 *м*.

А. О. Бозиев провел в 1970 г. наблюдения за выпуском руды из изолированного выпускного отверстия блока № 12 шахты № 7. Блок обрушен глубокими скважинами в условиях зажатой среды. Высота блока 70 *м*, с учетом гребней потерянной руды на верхнем этаже высота блока равна 76 *м*. Из этого выпускного отверстия выпустили 12 205 *т* чистой руды. При $\gamma_р = 3$ *т/м*³ и $K_р = 1{,}2$ объем эллипсоида чистой руды равен 4930 *м*³. По формуле (III.42) А. О. Бозиев определил, что показатель сыпучести равен 0,81 *м* и убедительно подтвердил наши расчеты.

Из этого отверстия продолжали выпускать руду и определять качество ее в зависимости от количества выпущенной массы. Всего выпустили 34 000 *т* руды (13 730 *м*³). Графики изменения показателей извлечения руды соответствуют графикам, построенным по нашим аналитическим зависимостям.

Показатель сыпучести руды можно определить по показателям извлечения руды (см. главу IV). Если потери руды в конкретном блоке определены недостаточно достоверно, то показатель сыпучести руды также определяется приближенно.

Пользуясь предложенными нами критериями подобия, показатель сыпучести для натуры можно установить по лабораторным опытам. При прогнозировании показателей извлечения руды на глубоких еще не отработанных горизонтах большей частью приходится пользоваться лабораторными данными. Показатель сыпучести можно определить аналитически.

Установим зависимость параметра p от физико-механических свойств руды. Квадрат коэффициента вытянутости тела выпуска m в общем виде определяется по формулам (III.37), (III.38) и (III.39).

Выразим параметры p и k_1 из формул (III.37) и (III.38) через диаметр частицы d, начальное разрыхление $K_р$ и минимальный угол перемещения частиц β. Расстояние между центрами соседних частиц (см. рис. 6) по горизонтали a и по вертикали b

$$a=2d\cos\alpha;$$

$$b=d\sin\alpha.$$

Коэффициент разрыхления среды

$$K_р=\frac{12}{\pi}\cos^2\alpha\sin\alpha.$$

Разрешим последнее равенство относительно $\cos\alpha$

$$\frac{\pi}{12}K_р=\sin\alpha-\sin^3\alpha$$

или

$$\sin^3\alpha - \sin\alpha + \frac{\pi}{12}K_p = 0.$$

Пусть $\sin\alpha = x; \frac{\pi}{12}K_p = q$.

Тогда $x^3 - x + q = 0$, которое является неполным кубическим уравнением вида $x^3 + p_1x + q = 0$. Дискриминант его [11]

$$D = \left(\frac{p_1}{3}\right)^3 + \left(\frac{q}{2}\right)^2,$$

или

$$D = -\frac{1}{27} + \frac{\pi^2}{576}K_p^2 < 0.$$

При $D < 0$ $p_1 < 0$ тригонометрическим решением его является

$$x = 2\sqrt{-\frac{p_1}{3}}\cos\frac{\beta}{3};$$

$$\cos\beta = -\frac{q}{2\sqrt{-\frac{p_1^3}{27}}}.$$

Тогда

$$x = \frac{2\sqrt{3}}{3}\cos\left[\frac{1}{3}\arccos\left(-\frac{3\sqrt{3}}{2}q\right)\right];$$

при

$$\cos\beta = -\frac{q}{2\sqrt{\frac{1}{27}}} = -\frac{3\sqrt{3}}{2}q.$$

Или для исходных параметров имеем

$$\sin\alpha = \frac{2\sqrt{3}}{3}\cos\left[\frac{1}{3}\arccos\left(-\frac{\pi\sqrt{3}}{8}K_p\right)\right].$$

тогда

$$\cos\alpha = \sqrt{1 - \frac{4}{3}\cos^2\left[\frac{1}{3}\arccos\left(-\frac{\pi\sqrt{3}}{8}K_p\right)\right]}.$$

Проверка по начальным условиям — при $\alpha = \arcsin\sqrt{\frac{1}{3}} \approx 35°$ $K_p = 1{,}47$; при $\alpha = 45°$ $K_p = 1{,}35$ — показала, что этот корень является решением исходного уравнения. Тогда

$$\alpha = \arcsin\left\{\frac{2\sqrt{3}}{3} \times \cos\left[\frac{1}{3}\arccos\left(-\frac{\pi\sqrt{3}}{8}K_p\right)\right]\right\}.$$

Известно, что

$$\beta = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}, \qquad \text{(III.60)}$$

где φ — угол внутреннего трения.

Тогда p и k_1 можно записать

$$k_1 = \frac{\sin\alpha\,(S - 2d\cos\alpha)\,\mathrm{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right)}{8d\cos^2\alpha\ln 4}; \qquad \text{(III.61)}$$

$$p = \frac{2d\sqrt{1 - \frac{4}{3}\cos^2\left[\frac{1}{3} \times \arccos\left(-\frac{\pi\sqrt{3}}{8}K_p\right)\right]}\ln 4}{\mathrm{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right)}. \qquad \text{(III.62)}$$

На рис. 24 представлена номограмма уравнения (III.62).

Зависимость показателя сыпучести руды от коэффициента разрыхления, угла внутреннего трения и других физико-механических свойств руды установлена нами на основании лабораторных опытов И. Т. Трепева [63] и приведена в табл. 4.

На основании многочисленных промышленных опытов определена величина p. Для рудника им. Дзержинского (Кривой Рог) при отбойке на компенсационное пространство показатель сыпучести равен: для кусковой руды 0,45—0,55 *м*, для руды средней кусковатости 0,35—0,4 *м*, для мелкой, влажной руды, склонной к слеживанию, 0,3 *м*. С увеличением глубины работ H показатель

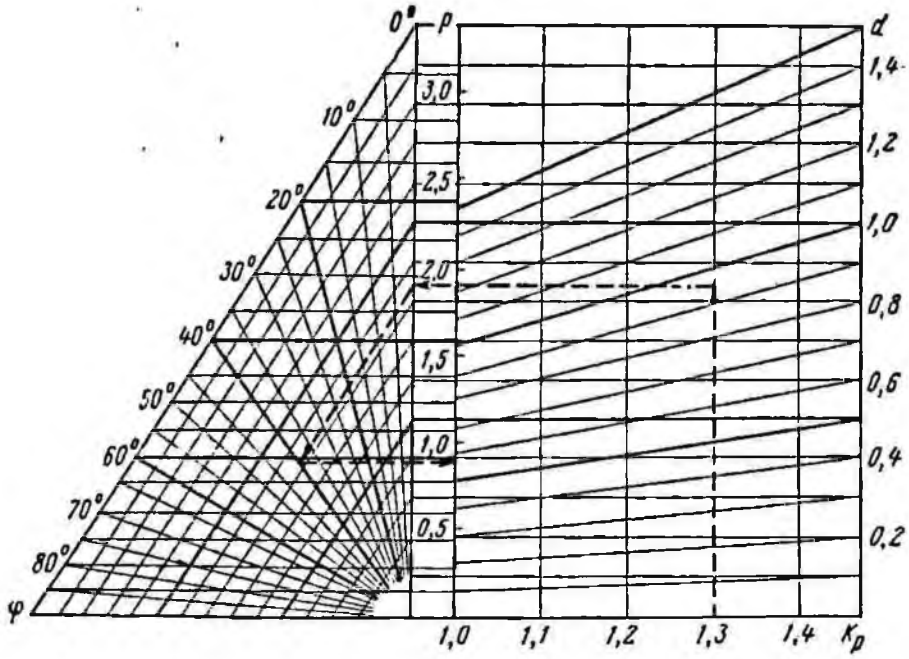


Рис. 24. Номограмма для определения показателя сыпучести руды

Таблица 4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1,15	2,49	132	89	0,04	2,5	87—30	22,9	20,7	9 390	60
1,17	2,53	130	88	0,15	4,7	85—15	12	21,32	9 858	61
1,19	2,56	127	86	0,47	7,5	82—45	7,8	21,9	10 331	62
1,21	2,68	124	85	0,94	10,8	79—50	5,6	23,16	11 126	63
1,23	3,76	123	83	1,82	15	76	4	33,2	16 116	64
1,25	4,56	121	81	2,07	19	72—33	3,2	40,3	20 150	65
1,27	5,29	120	80	3,61	20	69—48	2,7	47,3	23 746	65,5
1,29	9,54	118	78	4,96	23,5	66—10	2,3	85,5	43 493	66
1,31	12,3	116	77	5,42	24,5	65—50	2,2	111,8	57 965	67
1,33	13,9	114	75	7,64	28,5	62	1,9	127,7	67 459	68
1,35	17	112	73	9,59	31	59—15	1,7	156,8	83 513	68,5
1,38	21,1	110	72	10,38	32	56—30	1,5	197,8	108 375	70

Примечание. Колонки означают следующее: 1 — коэффициент разрыхления материала K_p; 2 — показатель сыпучести руды ($p=\frac{3}{\pi}\cdot\frac{q}{h^2}$), *см*; 3 — вертикальное напряжение ($\sigma=\gamma H$), *кгс/м²*; 4 — угол сопротивления φ_c, *град*; 5 — нормальное напряжение ($\sigma_n=\sigma\cos^2\varphi_c$), *кгс/см²*; 6 — сопротивление сдвигу ($\tau=\frac{\sigma}{2}\sin 2\varphi_c$), *кГс/см²*; 7 — угол внутреннего трения φ, *град — мин*; 8 — коэффициент внутреннего трения f; 9 — вес выпущенной руды, *кГ*; 10 — объем фигуры выпуска q, *см³*, 11 — высота фигуры выпуска h, *см*.

сыпучести руды уменьшается: для $H = 100$, 200, 300, 400, 500, 600 *м* показатель p соответственно равен 0,46; 0,4; 0,32; 0,26; 0,18; 0,12 *м*. При коэффициенте разрыхления в зажатой среде 1,15 показатель сыпучести крупнокусковатой руды равен 0,286 *м*.

Для рудников Норильского, Тырныаузского, Зыряновского комбинатов при коэффициенте разрыхления $K_р = 1{,}08$; 1,13; 1,21; 1,3; 1,41 показатель сыпучести p соответственно равен 0,55; 0,65; 0,8; 0,85; 1,05 *м*.

Для апатитового рудника им. С. М. Кирова при отбойке руды в зажиме $p = 0{,}55$ *м*, при отбойке руды на компенсационное пространство $p = 0{,}95 \div 1{,}25$ *м*. По лабораторным данным М. Л. Стебакова при $K_р = 1{,}15 \div 1{,}64$ $p = 0{,}3 \div 0{,}99$ *м*.

Для рудника «Шалым» (Горная Шория) при $K_р = 1{,}7$ $p = 0{,}95 \div 1{,}24$ *м*.

§ 9. Использование показателя сыпучести руды и радиуса свода естественного равновесия как нового критерия оценки устойчивости пород

Еще в 1954 г. нами установлено, что образование сводов естественного обрушения в скальных породах аналогично образованию верхней части эллипсоидов разрыхления при истечении сыпучих материалов из отверстия. Признаком этого является параболическая зависимость между высотой свода и полупролетом [7]. Многие исследователи, исходя из теории проф. М. М. Протодьяконова, принимали эту зависимость прямолинейной. Опираясь на инструментальные съемки в промышленных условиях, А. А. Колегов в 1970 г., Б. П. Вольхин (УНИПромедь) в 1969 г. вывели эмпирические зависимости, которые подтвердили нашу закономерность соответственно для рудника «Заполярный» (Норильск) и шахты № 7—13 СУБРа.

Аналитически параболическую зависимость между высотой свода обрушения (свод естественного равновесия, высота эпюры давления, мощность непосредственной кровли, высота зоны трещин) и пролетом кровли установили В. Риттер, В. Д. Слесарев, Г. Н. Кузнецов, Ф. Б. Бэкки и др.

По В. Риттеру, максимальная высота свода обрушения или свода естественного равновесия выражается уравнением

$$b_{max} = \frac{\gamma L^2}{16 R_р}, \qquad (III.63а)$$

где L — пролет выработки; $R_р$ — предел прочности на разрыв; γ — объемный вес породы.

По В. Д. Слесареву, максимальная высота эпюры давления на целики

$$b_{max} = \frac{\gamma L^2}{4 R_р}.$$

В. Д. Слесарев, Г. Н. Кузнецов и Ф. Б. Бэкки рассматривают непосредственную кровлю как балку с закрепленными краями при равномерном распределении нагрузки. Все они дали одну и ту же качественную зависимость параболического вида между пролетом кровли и высотой (мощностью) непосредственной кровли h

$$L = \sqrt{m \frac{R_р h}{\gamma}}, \qquad (III.63б)$$

где $R_р$ — соответственно предел прочности на растяжение, предел прочности на изгиб, допустимая прочность пород; m — коэффициент, учитывающий степень защемления

По В. Д. Слесареву, при m равном 2, 3, 4 получается соответственно предельный пролет, при котором растягивающие напряжения отсутствуют; пролет, при котором деформации в породе кровли достигают предела; пролет, при котором появляются остаточные деформации и возможно выпадение и обрушение отдельных кусков пород кровли.

По Г. П. Кузнецову, при $m = \frac{3}{4}$ появляются трещины при изгибе. По Ф. Б. Бэкки, при $m = 2$ достигается допустимый пролет кровли.

Мы предлагаем параметры свода естественного обрушения определять по уравнению сферы влияния выпускного отверстия (III.56).

Принимая высоту свода h за X, полупролет свода L за Y, радиус кривизны вершины свода r за показатель сыпучести p, получим

$$L^2 = 2rh. \qquad \text{(III.63)}$$

Как и показатель сыпучести, радиус свода является постоянной величиной для скальных пород с определенными физико-механическими свойствами, т. е. не зависит от размеров свода обрушения.

По уравнению (III.63) мы определили величину радиуса кривизны свода обрушения по исходным данным А. А. Колегова (высота свода и ширина пролета) для рудника «Заполярный». Налегающие породы представлены порфиритом и габбро-диабазом мощностью 180—250 *м* (табл. 5).

h, *м*	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80	90	130
L, *м*	15	22	25	29	33	34	37	40	43	46	49	51	54	57	60	62	65	75
r, *м*	22	24	22	21	22	19	20	20	21	21	22	22	23	23	24	24	24	22

Исходя из точности замера параметров свода определим допустимое колебание радиуса свода. Из формулы (III.63) следует

$$r = \frac{L^2}{2h}. \qquad \text{(III.64)}$$

Тогда

$$\ln r = 2 \ln L - \ln 2h;$$

$$\frac{dr}{r} = 2\frac{dL}{L} - \frac{d(2h)}{2h};$$

$$\frac{\Delta r}{r} = 2\frac{\Delta L}{L} - \frac{\Delta h}{h}. \qquad \text{(III.65)}$$

Допустимое колебание высоты свода Δh, исходя из точности его замера, равно 0,5 *м*. Допустимое колебание ширины полупролета определим по формуле

$$\Delta L = \sqrt{L}. \qquad \text{(III.66)}$$

По формулам (III.65) и (III.66) допустимое колебание радиуса свода равно 5—9 *м* (при высоте свода 130—5 *м*). Фактически колебания величины радиуса вершины свода не превышали +2,0 и —3 *м*, что свидетельствует о высокой степени точности аналитических зависимостей (III.63) и (III.64).

Формулы В. Риттера и других (III.63а, б) можно привести к нашему уравнению (III.63), заменив постоянные величины при L^2 величиной $2r$.

Лабораторные опыты, проведенные автором в ИГД им. А. А. Скочинского в 1968—1969 гг. по определению параметров междуярусного целика при двухъярусной разработке Новокальинского месторождения (СУБР) и по определению параметров сводов естественного обрушения, также подтвердили аналитические зависимости (III.63) и (III.64). Данные по опыту 340 приведены в табл. 6.

Таблица 5

Порода	Сжатие, кгс/см²	Растяжение, кгс/см²
Габбро-диабаз пикритовый	1400—1750	80—140
Габбро-диабаз такститовый	650—950	50—60
Оливино-биотитовый габбро-диабаз	1750—2500	110—180
Порфирит лабрадоровый	2200—2550	200—240

Таблица 6

Параметры свода, см					
Отработка верхнего яруса			Отработка нижнего яруса		
пролет	высота	радиус	пролет	высота	радиус
60	12	38	100	22	57
75	16	44	150	40	70
110	35	43	170	55	65
			180	63	65

По параметрам сводов обрушения над горизонтом подсечки при системе этажного самообрушения руды И. М. Трофимов определил, что радиус вершины свода для рудников Нигулец и им. Дзержинского равны соответственно 2 и 5—6 *м*.

На шахтах СУБРа породы непосредственной и основной кровли крайне разнообразны по устойчивости, поэтому на шахтах применяют системы слоевого обрушения и камерно-столбовые системы разработки. Из-за изменчивости горногеологических условий разработки приходится переходить от одной системы разработки на другую в пределах одной шахты и даже участка. При одновременном применении обеих систем разработки кровлю камеры обрушают после отработки блока. Иногда принудительно обрушают основную кровлю и при системе слоевого обрушения. При таком разнообразии устойчивости пород радиус свода обрушения колеблется от 0,5 до 45 *м*. Радиус свода зависит от того, какие породы обрушились: непосредственная или основная кровля. На шахтах № 1-к, 14, 15 и других непосредственная кровля представлена известняково-глинистыми сланцами, а на шахтах № 7, 8 и 9 — темно-серыми слоистыми известняками. Выше залегают битуминозные сланцы, которые могут представлять основную и непосредственную кровлю. Основная кровля обычно представлена светло-серыми известняками. Прочностные свойства этих пород представлены ниже.

	$\sigma_{сж}$, кгс/см²	Мощность, *м*
Известняково-глинистые сланцы	300	0—30
Темно-серые известняки	875	0—400
Битуминозные известняки	1100	0—60
Светло-серые известняки	950	0—300

Используя данные УНИПромеди, ВНИМИ и наши наблюдения, мы установили радиусы сводов естественного равновесия для пород шахт № 3, 4, 7 и 9 при камерно-столбовой системе разработки и для шахт № 1, 14—14-бис и 15—15-бис при системе слоевого обрушения (табл. 7). Первые 8 данных получены расчетом, т. е. высоту свода естественного равновесия приняли равной высоте свода давления, которую определили методом разгрузки, с учетом степени пластичности целиков боксита. Остальные данные получили по замерам сдвижения реперов, заложенных в скважины. Скважины пробурили из восстающих, проведенных в налегающих породах по восстанию на рас-

Таблица 7

№ опыта	Шахта №	Блок №	Параметры свода, м			Порода
			высота	полупролет	радиус	
1	9	2-юг	6	7	4	Непосредственная кровля
	9	2-юг	13	9	3	То же
2	3	8-с	17	18	10	Основная кровля
3	9	3-юг	18	19	10	То же, по двум данным
4	9	8—9-с	35	28	11	То же
5	4	3-с	14	18	12	Основная кровля
6	9	3-с	65	50	19	То же
7	9	2-юг	230	105	26	Высота свода равна глубине работ
8	9	25-с	255	150	44	То же
9	7	4—5-юг	5—7	25	45—60	Наиболее устойчивая кровля
10	1	3-юг	15	18	11	Основная кровля, принудительное обрушение скважинами
11	14—14-бис	1-с—1-юг	3—12	2—11	0,5—4	Непосредственная и основная кровля по скважинам № 4, 5, 6, 8
12	15—15-бис	13-юг	16	10	3	Порода очень слабая, обрушение начинается при ширине выработки 2 м, сильный капеж по скважинам

стоянии 8—20 *м* от контакта с рудным телом.

В опытах № 9, 10 и 12 высота свода обрушения откорректирована нами по высоте образования трещин в восстающем.

Из приведенных данных видно следующее:

1) радиус свода постоянный для определенных пород, для весьма неустойчивых пород непосредственной кровли 3—4 *м* (опыты № 1, 11 и 12), для недостаточно устойчивых пород непосредственной и основной кровли при высоте свода 14—35 *м* равен 10—12 *м* (опыты № 2—5, 10), для пород основной кровли средней устойчивости (при высоте свода 65 *м*) 19 *м*, для устойчивых пород основной кровли (при высоте свода 230—255 *м*) 26—44 *м*, для весьма устойчивых пород 45—60 *м*;

2) для условий СУБРа с увеличением высоты свода вовлекаются в обрушение более устойчивые дренированные породы, радиус свода которых также увеличивается;

3) с увеличением времени стояния высота свода увеличивается, а радиус уменьшается; в опыте № 9 высота свода через 2 года увеличилась с 5 до 7 *м*, а радиус уменьшился с 60 до 45 *м*;

4) параметры свода давления, определенные аналитически по деформации целиков, совпадают с параметрами свода естественного равновесия, измеренными непосредственно в шахтных условиях (см. опыты № 9 и 11, 12; 2—5 и 10; 8 и 9);

5) при выходе свода обрушения на поверхность давление пород равно всему весу столба пород до поверхности (опыты № 7 и 8).

Налегающие породы Миргалимсайского месторождения представлены

известняками. Прочностные свойства их следующие:

	$\sigma_{сж}$, кгс/см²	$\sigma_{раст}$, кгс/см²	Угол внутреннего трения φ, град
Верхняя плитчатая пачка	1890	110	30
Средняя плитчатая пачка	930	78	—
Сланцеватая пачка	1520	150	—
Нижняя плитчатая пачка	1610	170	35

И. М. Трофимов определил радиусы сводов обрушения для Западного и Восточного участков горизонтов II—IX (табл. 8).

Налегающие породы угольных месторождений еще более постоянны по своим физико-механическим свойствам. Аспирант В. К. Брянчугов обработал около 600 данных параметров сводов обрушения на шахтах Донбасса. Показатель устойчивости пород r для глинистого сланца равен 5—6 *м*, для песчанистого сланца 15—17 *м*, для песчаника 21—24 *м* при колебании полупролета свода L от 7 до 41 *м* и высоте свода от 5 до 34 *м*.

Глинистый сланец

L, *м*	7	10	12	15
h, *м*	5	9	11	19
r, *м*	5	6	6	6

Песчанистый сланец

15	17	18	20	22	23	25	27	30
7	9	10	13	15	17	20	21	30
16	16	16	15	16	16	16	17	15

Песчаник

15	17	23	25	28	30	35	40	41
5	6	11	14	18	20	28	33	35
23	24	24	22	22	23	22	24	24

Аналитические зависимости закономерностей истечения сыпучих материалов можно также использовать при определении параметров воронок провала, зон обрушения при подземной разработке, зон обрушения при атомных подземных взрывах, линии сдвижения уступов и бортов карьера и отвала и т. д. Во всех этих случаях образуются зоны обрушения, сдвижения или скольжения, аналогичные эллипсоиду разрыхления (при замкнутом контуре) или сфере влияния выпускного отверстия (при незамкнутом контуре). Однако до сих пор зону обрушения пород при подземной разработке ог-

Таблица 8

Место замера		Параметры свода обрушения, *м*		
Блок №	горизонт	высота	полупролет	радиус
Западный участок				
7	II	1,5	4	5
11	III	2	4	4
7	III	1	4	8
13	III	1,5	5	8
3	VI	1,5	5	8
5	V—IV	35	30	13
7	V—IV	15	13	6
7	V—IV	20	21	11
7	V—IV	18	30	25
9	V—IV	20	21	11
11	VI—V	7	30	64
7	IX	12	20	17
7	IX	10	20	20
Восточный участок				
12	III	1	4,7	11
14	III	1	4,7	11
8	V—IV	12	19	15
10	V—IV	30	26	11,3
10	V—IV	20	24	14
12	V—IV	30	28	13
12	V—IV	20	25	15
12	V—IV	27	32	20
12	V—IV	5	11	12
10	III	2	11	30
6	IX	10	25	31
8	IX	10	21	22
8	IX	12	18	14
10	IX	12	22	21
10	IX	8	17	19
16	IX	10	25	31

раничивают прямыми линиями сдвижения или разрыва пород. В этом случае штреки, заложенные в лежачем боку, могут попасть в зону обрушения. Примеры определения параметров воронок провала по уравнению (III.56) приведены ниже. Возможность использования закономерностей истечения сыпучих материалов при определении параметров зон обрушения проиллюстрируем еще одним примером.

При атомном взрыве «Хардхэт» (Каска) в США образовалась зона обрушения эллиптической формы шириной 44 *м* и высотой 106—114 *м* (нижняя часть зоны обрушения установлена приближенно). В верхней части образовался параболический свод, незаполненный породой, высотой 11 *м* и полупролетом 13 *м*. Радиус вершины эллипсоида определяем по формуле (III.58).

При $a = 53 \div 57$ *м* и $b = 22$ *м* радиус кривизны вершины эллипсоида равен 8,5—9 *м*. Радиус вершины свода, определенный по формуле (III.64), равен 8 *м*. Учитывая степень точности исходных данных, полагаем, что величина радиуса свода, вычисленная по формулам (III.58) и (III.64), одинакова. Это может быть только в том случае, когда (как и при выпуске сыпучего материала) при увеличении высоты эллипсоида обрушения (выпуска, разрыхления) вершина его постепенно переходит в параболоид с неизменным радиусом кривизны, равным показателю сыпучести руды. Эксцентриситет и коэффициент вытянутости, равный отношению полуосей, увеличиваются. Функцией m^2 от h является прямая линия.

При взрыве «Райнир» (США) также образовалась зона обрушения эллиптической формы шириной 46 *м* и высотой $118 + 17 = 135$ *м*. Радиус вершины свода по формуле (III.58) равен 8 *м*, как и при взрыве «Хардхэт».

В среднем по 15 атомным взрывам США радиус вершины свода эллипсоида обрушения для аллювия, туф-аллювия, туфа, гранита, доломита и соли равен соответственно 6,5; 7; 9; 10; 12; 24 *м*.

Показатель устойчивости пород, как и показатель сыпучести руды, является комплексным показателем, т. е. он зависит от угла внутреннего трения, величины горного давления, трещиноватости пород, величины естественной отдельности и всех прочих факторов, влияющих на устойчивость. Его устанавливают непосредственно в производственных условиях, поэтому он автоматически учитывает все вышеперечисленные факторы. Показатель устойчивости имеет определенный физический смысл. Он равен радиусу кривизны вершины свода или эллипсоида обрушения.

Для сравнения укажем, что наиболее распространенный показатель в горном деле — коэффициент крепости пород — не обладает этими достоинствами. Коэффициент крепости пород равен одной сотой временного сопротивления образца пород размером $20 \times 20 \times 20$ *см* на сжатие, определенной в *кгс/см*^{2}. Как руда, выпущенная из блока, лишь весьма приближенно характеризует ее сыпучие свойства в блоке, так и образец породы приближенно характеризует крепость и тем более устойчивость массива. Выпущенная руда имеет другую кусковатость и гранулометрический состав по сравнению с обрушенной рудой в блоке. На нее не действует горное давление. Кубик породы размером 20 *см*, отделенный от массива, не учитывает трещиноватости, величины естествен-

ной отдельности. В лаборатории он подвергается искусственному одноосному сжатию.

Радиус кривизны свода имеет бо́льшие достоинства по сравнению с применяемым в настоящее время критерием устойчивости — допустимой площадью обнажения пород. Площадь обнажения зависит от длины подсечки. Длина же не всегда характеризует устойчивость пород, например, в подготовительных и нарезных выработках, имеющих ширину не более 5 *м*. Затем, площадь обнажения измеряется величинами, имеющими от 1 до 5 знаков. Радиус же кривизны не зависит от длины обнажения. Величина его измеряется цифрами, имеющими 1—2 знака.

Пользуясь показателем устойчивости, легко классифицировать породы по степени их устойчивости, начиная от сыпучих материалов и кончая самыми устойчивыми монолитными породами. Таким образом, между сыпучим материалом и скальными породами устанавливается неразрывная связь. В самом деле, эллипсоид разрыхления представляет собой замкнутый свод неустойчивого равновесия. Если прекратить выпуск руды, то свод неустойчивого равновесия может превратиться в свод устойчивого равновесия. При выпуске сыпучего материала с большим содержанием влаги или мелких пылеватых частиц устойчивые своды естественного равновесия образуются довольно часто. Эти вытянутые устойчивые эллипсоиды не обрушаются.

Породы можно приближенно классифицировать по степени устойчивости следующим образом.

I класс — очень неустойчивые породы (сыпучие, отбитая или самообрушивающаяся руда в блоке, плывуны, рыхлые породы, насыщенные водой, наносы) $r = 0{,}15 \div 2$ *м*; слабо разрушенные породы (в зоне обрушения) $r = 2 \div 5$ *м*.

II класс — неустойчивые породы (допускают небольшое обнажение кровли, но требуют прочного поддержания ее вслед за выемкой) $r = 5 \div 7$ *м*.

III класс — слабоустойчивые породы (допускают применение камерно-столбовой системы разработки с креплением кровли штангами) $r = 7 \div 15$ *м*.

IV класс — породы средней устойчивости (допускают обнажение кровли на сравнительно большой площади, но при длительном обнажении требуют поддержания) $r = 15 \div 25$ *м*.

V класс — устойчивые породы (допускают очень значительное обнажение кровли и боков и нуждаются в поддержании только в отдельных местах) $r = 25 \div 45$ *м*.

VI класс — очень устойчивые породы (допускают огромное обнажение как снизу, так и с боков и длительное время могут стоять, не обрушаясь, без поддержания) $r = 45$ *м* и более.

Можно разбить все породы по устойчивости на 10 категорий, каждая кратная 5 *м*: I r до 5 *м*, II—10 *м*, III—15 *м*,. . ., X—50 *м*.

Как и при выпуске сыпучего материала, масштаб моделирования на эквивалентных материалах следует определять по отношению показателей устойчивости пород в натуре и модели [88]

$$M = \frac{r_н}{r_м}. \qquad (III.67)$$

Глава IV

Методы прогнозирования показателей извлечения руды и определение параметров блока

§ 1. Теоретические основы методики прогнозирования показателей извлечения руды

Мы установили, что тело выпуска шире в нижней половине от начала координат на расстоянии

$$Z=\sqrt{\frac{2b^2}{\pi e^2 k^2 C}}. \qquad (IV.1)$$

При этом ширина тела выпуска (обозначения величины как были выше, см. рис. 6)

$$2S=2a\sqrt[4]{\frac{2}{\pi e^2 C}}. \qquad (IV.2)$$

Объем тела выпуска, выражающийся объемом эллипсоида вращения,

$$q=\frac{\pi h^3}{6m^2}. \qquad (IV.3)$$

Квадрат коэффициента вытянутости m^2 в зависимости от высоты тела выпуска определяется по формулам (III.36—III.39).

При больших значениях высоты тела выпуска h величиной K_1 можно пренебречь. Тогда

$$m^2=\frac{1}{2p}h; \qquad (IV.4)$$

$$q=\frac{\pi p}{3}h^2. \qquad (IV.5)$$

Теоретически установлено, что

$$q=\frac{\pi a^2 \ln 4}{6b}Kh^2. \qquad (IV.6)$$

Объем тела выпуска, рассчитанный по формуле (IV.6), меньше объема тела, рассчитанного по формуле (IV.5), в $\frac{\ln 4}{1,5}$ раз, т. е. разница в объемах не превышает 7,5%, поэтому принимаем, что истечение руды через выпускные отверстия происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов вращения.

При истечении сыпучих материалов из смежных отверстий, начиная с некоторой высоты, происходит наложение областей влияния выпускных отверстий [36].

Высоту слоя, выше которого вероятность смещения частиц можно принять одинаковой, назовем критической высотой $h_{кр}$.

Исходя из постоянства значения вероятностей смещения частиц выше горизонта $h_{кр}$ при одинаковой скорости истечения сыпучего материала из выпускных отверстий, вертикальная скорость перемещения частиц в рассмотренной области выше критической высоты является постоянной. Отсюда можно заключить, что траекторией движения частиц в этой области являются вертикальные прямые.

Критическая высота сыпучего материала определяется из условия касания тел выпуска, когда $2S = l$ и $Z = h_{гр}$.

Из формулы (IV.2) получаем при $2S = l$

$$l = 2a\sqrt[4]{\frac{2}{\pi e^2 C}}. \qquad (IV.7)$$

Используя формулу (IV.1) можно записать при $Z = h_{гр}$

$$l = 2a\sqrt{\frac{kh_{гр}}{b}}. \qquad (IV.8)$$

Откуда

$$h_{гр} = \ln 2\,\frac{l^2}{4p} = 0{,}7\,\frac{l^2}{4p}; \qquad (IV.9)$$

$$h_{кр} \geqslant h_{гр} = 0{,}7\,\frac{l^2}{4p}. \qquad (IV.10)$$

В работе [1] мы установили, что

$$h_{кр} = \frac{2l^2h}{8ph - l^2}. \qquad (IV.11)$$

С увеличением высоты тела выпуска h величина $8ph - l^2$ стремится к $8ph$. Тогда из формулы (IV.11) критическая высота блока

$$h_{кр} = \frac{l^2}{4p}. \qquad (IV.12)$$

Ширина эллипсоида (см. рис. 4)

$$2b = \sqrt{2ph}.$$

При касании эллипсоидов выпуска, когда $l = 2b$ и $h = h_{кас}$

$$h_{кас} = \frac{l^2}{2p},$$

тогда

$$h_{кр} = \frac{h_{кас}}{2}. \qquad (IV.13)$$

§ 2. Методика прогнозирования показателей извлечения руды

1. Определение прогнозных показателей извлечения, когда $h_{кр} \geqslant h$ (рис. 25).

Критическая высота блока $h_{кр}$ — это высота, до которой контакт руды с породой опускается горизонтально

$$h_{кр} = \frac{l^2}{4p},$$

где l — расстояние между выпускными выработками.

Разубоживание начинается с того момента, когда высота эллипсоида выпуска становится больше высоты слоя руды. Объем и высоту такого эллипсоида обозначим соответственно через Q и H.

Объемное разубоживание R_0 определим как отношение объема пустых пород $V_п$ к объему рудной массы равному объему эллипсоида выпуска Q высотой H

$$R_0 = \frac{V_п}{Q}.$$

Объем пустых пород $V_п$ равен сегменту эллипсоида выпуска, отсекаемого контактом руды с породой,

$$R_0 = 2\frac{h^3}{H^3} - 3\frac{h^2}{H^2} + 1. \qquad (IV.14)$$

На практике руду выпускают до тех пор, пока содержание металла в рудной массе будет равно нижнему пределу кондиции руды.

Предельное объемное разубоживание $R_{пр}$, т. е. резубоживание в последней дозе выпуска,

$$R_{пр} = \frac{V_п - V'_п}{Q - Q'}\,100,\ \%,$$

где $V_п$ и Q — объемы пустой породы и рудной массы, извлеченные из выпускной выработки за весь период выпуска, $м^3$; $V'_п$ и Q' — то же, но перед выпуском последней дозы с минимальным кондиционным содержанием, $м^3$,

$$R_{пр} = \left(1 - \frac{h^3}{H^3}\right)100,\ \%. \qquad (IV.15)$$

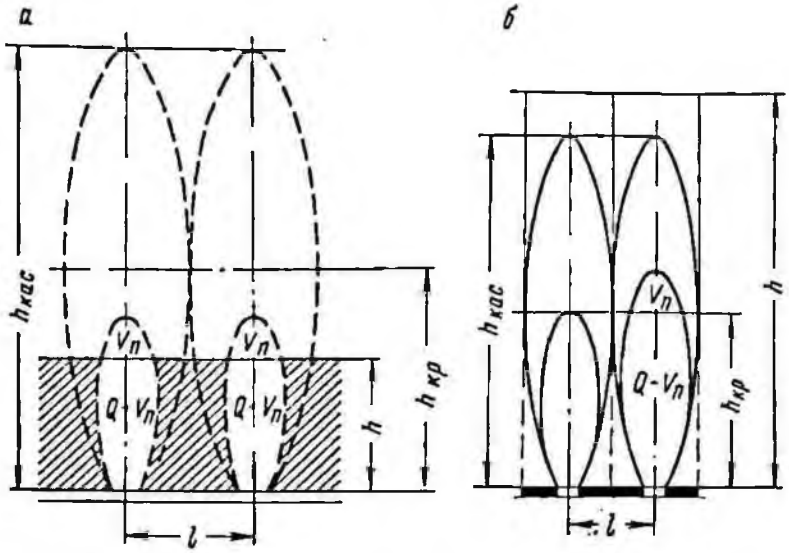


Рис. 25. К расчету показателей извлечения руды:
а — при критической высоте, большей высоты слоя руды; б — при критической высоте, меньшей высоты слоя руды

Предельное весовое разубоживание определяем по формуле

$$R'_{пр}=\frac{C_м-C_{пр}}{C_м-C_п}100,\ \%, \qquad (IV.16)$$

где $C_м$ — промышленное содержание металла в руде, %; $C_{пр}$ — минимальное промышленное содержание металла в рудной массе, %; $C_п$ — содержание металла в разубоживающих породах, %.

Предельное объемное разубоживание, выраженное через весовое разубоживание $R'_{пр}$,

$$R_{пр}=\frac{\gamma_{р.\,м}}{\gamma_{р.\,п}}R'_{пр},\ \%, \qquad (IV.17)$$

где $\gamma_{р.\,м}$ — объемный вес рудной массы; $\gamma_{р.\,п}$ — объемный вес разубоживающих пород.

Объемный вес рудной массы определяем как средневзвешенную величину между объемным весом разрыхленных пород $\gamma_{р.\,п}$ и разрыхленной руды $\gamma_{р.\,р}$ по формуле

$$\gamma_{р.\,м}=0{,}01\,[R'_{пр}\gamma_{р.\,п}+(100-R'_{пр})\,\gamma_{р.\,р}]. \qquad (IV.18)$$

Отметим, что аналогично определяется объемный вес разубоживающих пород. Только в формуле (VI.16) вместо $C_{пр}$ и $C_п$ нужно соответственно подставить содержание железа в разубоживающей массе и в пустых вмещающих породах.

Определив для конкретных условий $R_{пр}$ и зная высоту блока h, определяем H. Далее находим объем примешанных пустых пород $V_п$ и объем рудной массы, извлеченной из одного выпускного отверстия. Количество извлеченной руды $И$ с промышленным содержанием металла в ней определяем как разность объемов Q и $V_п$

$$И=Q-V_п,\ м^3.$$

По приведенной методике прогнозирования установим аналитические зависимости показателей извлечения руды от предельного объемного разубоживания $R_{пр}$.

Извлечение руды

$$И=\frac{И_ч\gamma_{р.\,р}+И_к\gamma_р}{И_{зап}\gamma_р}100,\ \%, \qquad (IV.19)$$

где $И_ч$ — объем чистой разрыхленной руды, выпущенной из одного отверстия, $м^3$; $И_к$ — объем руды, извлеченной из компенсационного

пространства над выпускной выработкой, $м^3$; $И_{зап}$ — запасы руды, приходящиеся на одну выпускную выработку, $м^3$; $\gamma_р$ — объемный вес руды в массиве, $т/м^3$,

$$\gamma_{р.\,р} = \frac{\gamma_р}{K_р};$$

$K_р$ — коэффициент разрыхления рудной массы;

$$И_ц = \frac{\pi P(4-4П_0)H^2}{12} = \frac{\pi P}{3}h^2\left(3-2\frac{h}{H}\right).$$

Используя формулу (IV.15), получим

$$И_ц = \frac{\pi P}{3}h^2\left(3-2\sqrt[3]{1-0{,}01R_{пр}}\right); \quad (IV.20)$$

$$И_{зап} = l^2h;$$

$$И_к = \frac{K_р-1}{K_р l^2}И_{зап}. \quad (IV.21)$$

Потери руды устанавливаются по формуле

$$П = 100 - И, \ \%. \quad (IV.22)$$

Тогда, используя формулы (IV.19) и (IV.22), получим

$$П = \frac{100}{K_р} - \frac{\pi Ph}{3K_р l^2}\left(3-2\sqrt[3]{1-0{,}001R_{пр}}\right)100, \ \%. \quad (IV.23)$$

Зависимость объемного разубоживания руды R_0 от предельного объемного разубоживания $R_{пр}$ устанавливается из выражения

$$R_0 = 300 - 2R_{пр} - 3\sqrt[3]{100(100-R_{пр})^2}, \ \%. \quad (IV.24)$$

Зависимость весового разубоживания R от предельного объемного разубоживания $R_{пр}$ устанавливаем из соотношения

$$R = \frac{V_п\gamma_{р.\,п}}{И_ц\gamma_{р.\,р} + V_п\gamma_{р.\,п} + И_к\gamma_р}100, \ \%; \quad (IV.25)$$

$$\gamma_{р.\,п} = \frac{\gamma_п}{K_р},$$

где $\gamma_п$ — объемный вес пустой породы в массиве, $т/м^3$.

Подставив входящие величины и преобразуя, получим

$$R = \frac{\pi P\gamma_п hR_0}{0{,}01\pi PhR_0(\gamma_п-\gamma_р) + \pi Ph\gamma_р + 3(K_р-1)l^2\gamma_р \times \sqrt[3]{(1-0{,}01R_{пр})^2}}, \ \%. \quad (IV.26)$$

Зависимость извлечения рудной массы $И_{р.\,м}$ от предельного объемного разубоживания $R_{пр}$ устанавливаем из соотношения

$$И_{р.\,м} = \frac{И_ц\gamma_{р.\,р} + V_п\gamma_{р.\,п} + И_к\gamma_р}{И_{зап}\gamma_р}100, \ \%. \quad (IV.27)$$

Подставив входящие величины и и преобразуя, получим

$$И_{р.\,м} = И + r,$$

$$r = \frac{\pi PhR_0\gamma_п}{3l^2\gamma_р K_р\sqrt[3]{(1-0{,}01R_{пр})^2}}, \ \%. \quad (IV.28)$$

По зависимостям (IV.23) и IV.28) построены номограммы (рис. 26). Показатели извлечения руды по этим формулам можно определять до момента касания тел выпуска. При дальнейшем выпуске надо учитывать объемы отсекаемых сегментов $V_{сег}$ [1].

2. Определение прогнозных показателей извлечения, когда $h_{кр} \leqslant h$.

В области совместного влияния смежных выпускных отверстий контакт руды с породой некоторое время опускается горизонтально. Затем, начиная с критической высоты обрушенного слоя руды, контакт руды начинает прогибаться, образуя воронки над каждой выпускной выработкой.

Показатели извлечения руды в этом случае определяем следующим об-

разом (см. рис. 25, *б*). За период плавного опускания контакта до критической высоты обрушенного слоя руды из каждого отверстия будет извлечено чистой руды $И'$.

$$И' = (h - h_{кр})\, l^2, \text{ м}^3, \qquad (IV.29)$$

где $h_{кр}$ — критическая высота обрушенного слоя руды, *м*; l — расстояние между выпускными отверстиями, *м*.

Количество же руды и пустых пород, выпущенных за период опускания контакта, начиная с критической высоты и до конца выпуска, определяем, как сказано выше, но при этом нужно во всех вышеперечисленных формулах вместо высоты блока подставлять величину $h_{кр}$.

Количество руды, извлеченной до начала разубоживания, $И_{д.р}$ равно сумме объемов двух фигур — объему столба руды над выпускной выработкой $И'$ и объему эллипсоида с критической высотой $q_{кр}$

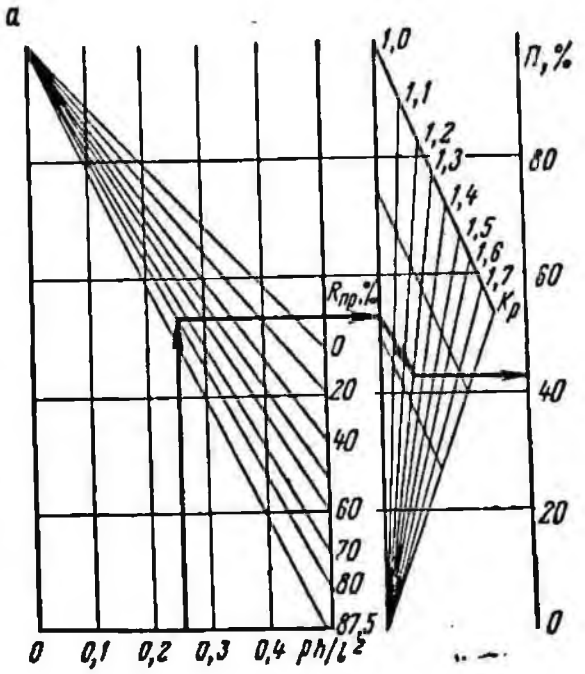
$$И_{д.р} = И' + q_{кр} \text{ м}^3.$$

Количество руды, извлеченной во втором периоде,

$$И'' = Q - V_п, \text{ м}^3.$$

По приведенной методике прогнозирования установим аналитические зависимости показателей извлечения руды от предельного объемного разубоживания.

Зависимость извлечения руды $И$ от предельного объемного разубо-



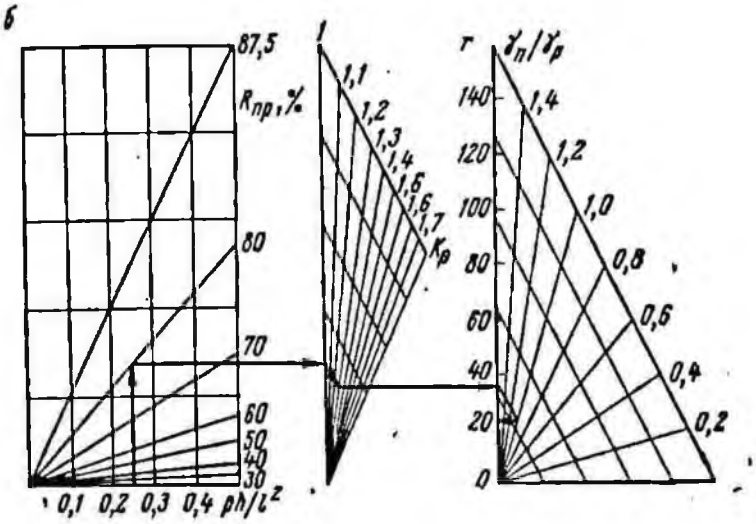


Рис. 26. Номограммы для определения показателей извлечения руды при критической высоте, большей высоты слоя руды:

а — для определения потерь руды; б — для определения примешивания пород

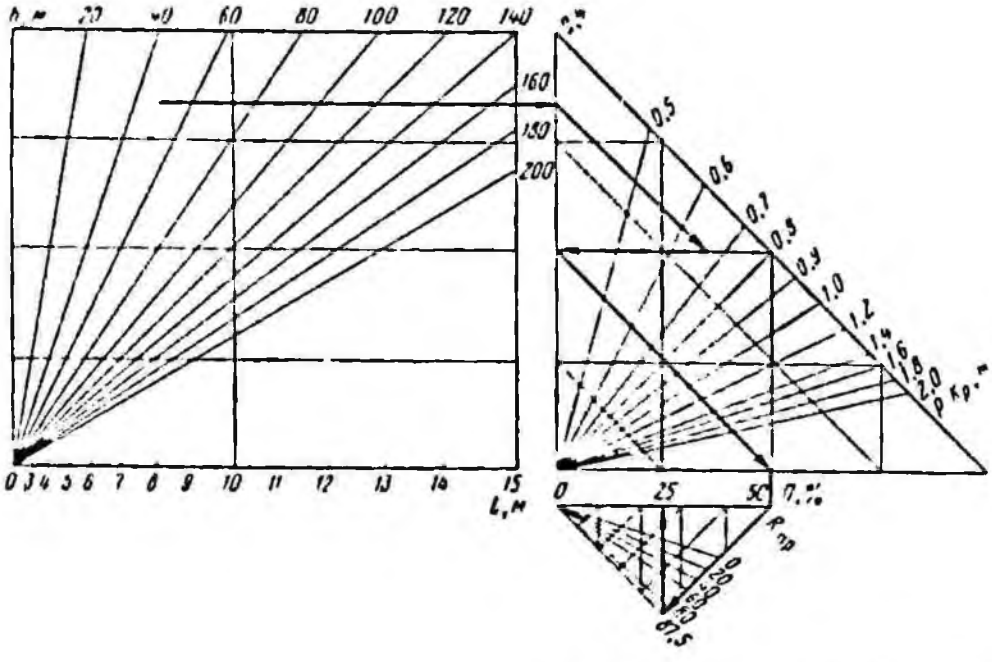


Рис. 27. Номограмма для определения потерь руды, когда $h_{кр} \leqslant h$

живания $R_{пр}$ устанавливаем из соотношения

$$П = \frac{П_ч \gamma_{р.\,р} + П_к \gamma_р + П' \gamma_{р.\,р}}{П_{зап} \gamma_р} \cdot 100, \ \%.$$

Подставив входящие величины, получим

$$П = \frac{25 l^2}{P K_р h} \left(1 - \frac{\pi}{4} + \frac{\pi}{6} \sqrt[3]{1 - 0{,}01 R_{пр}}\right), \ \%. \qquad (IV.30)$$

Извлечение рудной массы

$$П_{р.\,м} = П + r. \qquad (IV.31)$$

Примешивание пород

$$r = \frac{\pi \gamma_п R_0 h_{кр}}{12 h \gamma_р K_р \sqrt[3]{(1 - 0{,}01 R_{пр})^2}}, \ \%. \qquad (IV.32)$$

где R_0 — см. формулу (IV.24).

Из формулы (IV.30) следует, что потери руды пропорциональны квадрату расстояния между выпускными отверстиями, обратно пропорциональны высоте блока, показателю сыпучести руды P и коэффициенту разрыхления $K_р$.

В свою очередь, с уменьшением $K_р$ уменьшается P. Формулы справедливы для условий, когда $h_{кр} \leqslant h$ и $0 \leqslant R_{пр} \leqslant 87{,}5\%$.

По зависимостям (IV.30) и (IV.32) построены номограммы (рис. 27 и 28) и графики (рис. 29, *а*, *б*). Аналитические зависимости показателей извлечения хорошо согласуются с лабораторными и промышленными данными (рис. 29, *в*).

Для определения достоверности предложенной методики прогнозирования показателей извлечения руды сравнили расчетные данные с фактическими по рудникам Криворожского бассейна, Горной Шории и Тырныаузского молибденового комбината. Фактические данные определены специальными наблюдениями ряда авторов. Сопоставили результаты расчетов по предложенным ана-

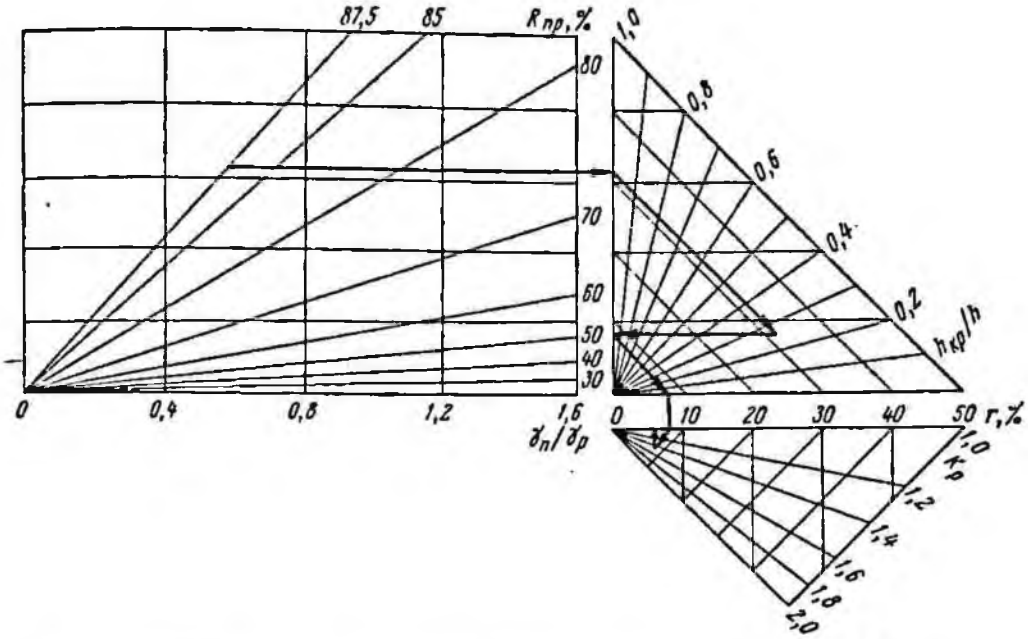


Рис. 28. Номограмма для определения примешивания пород, когда $h_{кр} \leqslant h$

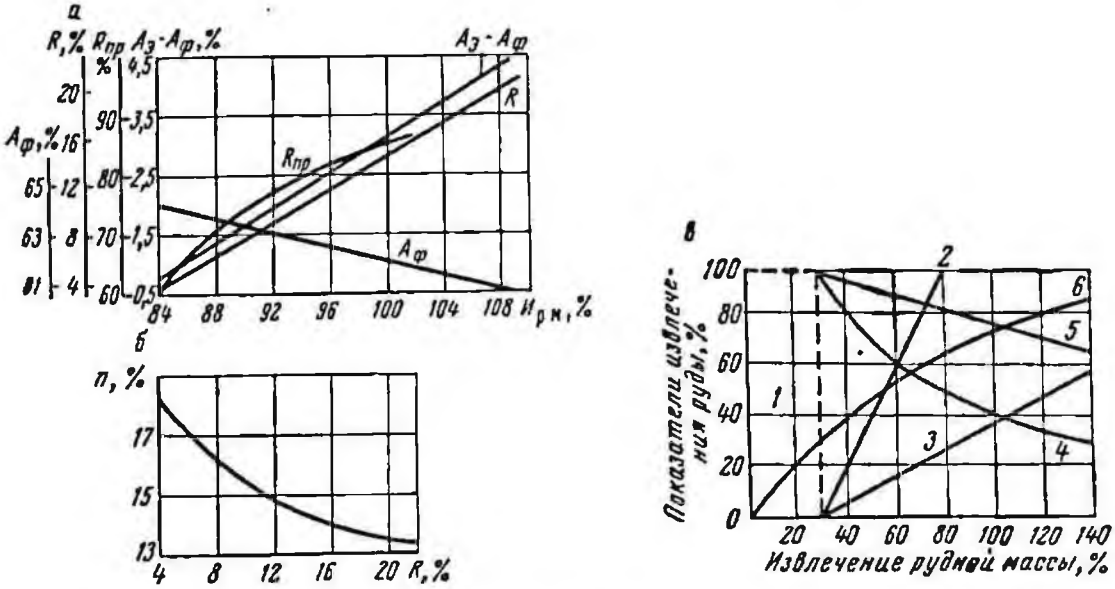


Рис. 29. Динамика изменения показателей извлечения руды:

а — от извлечения рудной массы; б — от разубоживания по блоку; в — для типичного блока рудника «Бэйкрофт»; 1 — выпуск чистой руды; 2 — разубоживание в дозе выпуска; 3 — разубоживание по блоку; 4 — содержание металла в дозе выпуска; 5 — содержание металла в рудной массе по блоку; 6 — извлечение меди

литическим зависимостям и по известным методикам акад. АН УССР Г. М. Малахова, докт. техн. наук Н. Г. Дубынина, канд. техн. наук Н. М. Вольфсона и Н. К. Кунина [36]. Из работы [36] видно, что наши расчетные данные наиболее близки к фактическим. В нашей методике каждый показатель извлечения руды определяется только по одному аналитическому уравнению. Аналитические зависимости вскрывают динамику изменения показателей извлечения руды по мере ее выпуска.

Во всех остальных методиках каждый показатель определяется по многим формулам, например в методике Н. Г. Дубынина число формул равно 114. Большинство формул эмпирические. В некоторых методиках не учитываются параметры днища, высота блока и сыпучие свойства руды.

Показатели извлечения руды определяются только для двух фиксированных моментов: начала разубоживания и конца выпуска руды. Причем конец выпуска руды определяют не по кондиционному содержанию руды или по предельному разубоживанию руды, а исходя из каких-то геометрических построений. Например, Н. Г. Дубынин конец выпуска руды определяет по моменту касания воронки внедрения краев выпускного отверстия.

Теоретически выпуск руды не ограничен. Практически конечная стадия выпуска руды может колебаться в довольно широких пределах. Вслед за выпуском кондиционной руды можно выпускать разубоженную некондиционную руду для последующего обогащения (например, в Криворожском бассейне) или при повторной подземной разработке.

Ни одна из методик расчета не учитывает влияния горного давления на показатели извлечения руды, которое зависит в основном от глубины разработки и параметров блока. Наша методика прогнозирования показателей извлечения руды позволяет учитывать и эти факторы. Для этого достаточно определить зависимость показателя сыпучести P от глубины разработки или величины горного давления.

§ 3. Прогнозирование потерь руды с учетом глубины разработки

На основании обработки по нашей методике лабораторных данных Н. Д. Петренко мы установили эмпирическую зависимость показателя сыпучести руды P от глубины разработки для рудника им. Дзержинского. При этом давление на днище равно весу столба руды и пород до поверхности.

Из рис. 30 следует, что показатель сыпучести руды P при увеличении глубины разработки уменьшается. Это объясняется тем, что криворожские руды содержат до 50% мелких фракций (до 5 *мм*), а увеличивающееся горное давление с глубиной вызывает ухудшение сыпучих

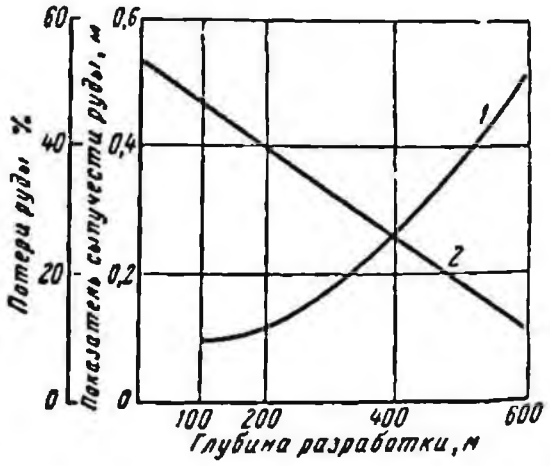


Рис. 30. Зависимость изменения потерь руды (1) и показателя сыпучести (2) от глубины разработки при системе этажного самообрушения для условий рудника им. Дзержинского

свойств руды и увеличение вытянутости эллипсоида выпуска.

По формуле (IV.30) рассчитали потери руды при различных глубинах для условия рудника им. Дзержинского.

За исходные данные приняты фактические параметры этажных систем разработки с самообрушением: $h = 60$ *м*; $l = 6$ *м*; $K_р = 1{,}3$; $R_{пр} = 60\%$.

При отработке верхних горизонтов системами этажного самообрушения в одновременной отработке находились 2—3 смежных блока, общая ширина очистного пространства достигла 120—180 *м*. Поэтому давление руды и обрушенных пород было равно весу столба руды и пород.

Показатель сыпучести находим из графика (см. рис. 30) при различных глубинах разработки. Для $H = 100$, 200, 300, 400, 500, 600 *м* P соответственно равно 0,46; 0,40; 0,32; 0,26; 0,18; 0,12 *м*.

Подставляя эти данные в формулу (IV.30), находим потери руды для различных глубин разработки: $П_{100} = 15\%$; $П_{200} = 17\%$; $П_{300} = 21\%$; $П_{400} = 26\%$; $П_{500} = 34\%$; $П_{600} = 51\%$.

По полученным данным строим зависимость изменения потерь руды от глубины разработки (см. рис. 30). Сравним теоретические данные с фактическими.

Таблица 9

Горизонт, *м*	Отбито руды, тыс. *т*	Добыто руды, тыс. *т*	Качество руды, %		
			$c_ф$	$c_м$	$c_п$
		4 404*			
50	14 336	6 810	57,35	58,36	35
100	10 136	8 700	55,70	58,36	35
160	22 989	21 195	54,40	57,80	35
220	22 094	16 158	52,66	58,03	35

* Неразубоженная руда.

На основании разрезов определим потери руды по горизонтам. Исходные данные для расчета потерь по формулам (I.1) — (I.9) для шахты «Гигант» приведены в табл. 9.

Расчет потерь и разубоживания руды по шахте «Гигант» до гор. 50 *м*:

$$R = \frac{58{,}36 - 57{,}35}{58{,}36 - 35} 100 = 4{,}3\%;$$

$$B = \frac{6810 \cdot 4{,}3}{100} = 292 \text{ тыс. } т;$$

$$A = 4404 + 6810 - 292 = 10\,922 \text{ тыс. } т;$$

$$П = \left(1 - \frac{10\,922}{14\,336}\right) 100 = 23{,}5\%.$$

Подобным образом определены $П$ и R для других горизонтов: гор. 100 *м* $R = 11{,}4\%$ и $П = 24\%$; гор. 160 *м* $R = 14{,}9\%$ и $П = 31{,}7\%$; гор. 220 *м* $R = 23{,}4\%$ и $П = 43{,}6\%$.

Аналогичный расчет произвели по шахте «Коммунар» и построили графики изменения потерь и разубоживания руды в зависимости от глубины разработки (рис. 31). На этом рисунке глубина разработки показана от поверхности, отметка которой + 80 *м*.

Из графиков видно, что потери руды с увеличением глубины разработки резко возрастают и на глубине 250—300 *м* достигают 40%. Сравнивая график, построенный на основании теоретических данных (см. рис. 30), с графиком, полученным по фактическим данным (см. рис. 31), заметим, что потери руды в зависимости от глубины работ возрастают одинаково — по параболической зависимости. Уровень потерь, полученных теоретически, несколько ниже уровня потерь по фактическим данным. Это объясняется тем, что в фактические данные входили все

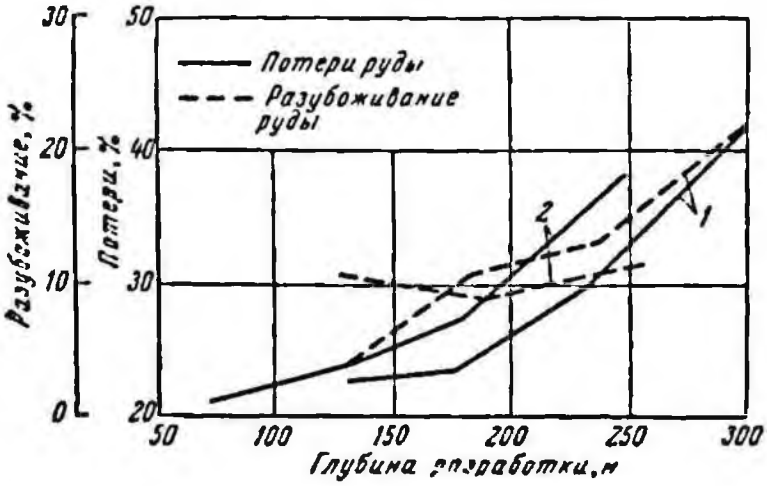


Рис. 31. Фактическое изменение потерь руды и разубоживания на шахтах:
1 — «Гигант-Глубокая»; 2 — «Коммунар-Победа»

потери по руднику, включая целики, оставляемые в выработанном пространстве, и потери, вызванные геологическими нарушениями. Теоретические потери, полученные по формуле (IV.30), включает только эксплуатационные потери по системе.

При уменьшении ширины блока или с увеличением глубины работ давление пород будет меньше веса столба пород. Высоту свода давления можно определить из формул (III.63) и (III.64)

$$h = \frac{L^2}{2r}. \qquad \text{(IV.33)}$$

Радиус свода давления обрушенных пород определим на основании следующих данных. По И. Д. Ривкину, при глубине работ на руднике им. Дзержинского 180 и 240 *м* давление равно всему весу столба соответственно при ширине блока 90 и 100 *м*. По формуле (III.64) находим, что радиус свода давления для этих глубин равен соответственно 5,5 и 5,2 *м*. Методом интерполяции определяем радиус свода давления для глубин 300 и 380 *м* соответственно 5 и 4,8 *м*. Эти параметры соответствуют данным, приведенным в классификации устойчивости пород.

Для примера определим показатели извлечения руды для блока шириной 30 *м* на глубине 180 *м*. По формуле (IV.33) находим, что при $r = 5{,}5$ *м* высота свода давления равна 20 *м*. По графику (см. рис. 30) находим, что показатель сыпучести руды при глубине 20 *м* равен 0,53 *м*. Потери руды по формуле (IV.30) равны 14%.

§ 4. Определение параметров блока, обеспечивающих нормативные показатели извлечения руды

Влияние конструктивных параметров блока на показатели извлечения руды

Высота блока и расстояние между выпускными отверстиями.

Эти параметры существенно влияют на показатели извлечения руды. При постоянном расстоянии между осями выпускных отверстий l увеличение высоты блока h приводит к уменьшению высоты гребней руды, оставшейся между воронками, а следовательно, и к снижению потерь. При значительной высоте блока абсолют-

ные потери можно считать постоянными, а относительные потери обратно пропорциональными высоте этажа. Такой вывод следует из уравнения (IV.30). Это можно объяснить и аналитически, исследуя уравнение эллипсоида выпуска.

Из аналитической геометрии известно, что (см. рис. 4).

$$2a = x + \frac{y^2 m^2}{x}. \qquad \text{(IV.34)}$$

При $x = 2a - h_{гр}$, $y = \frac{l}{2}$

$$2a = (2a - h_{гр}) + \frac{\left(\frac{l}{2}\right)^2 m^2}{2a - h_{гр}}.$$

При малых значениях $2a$

$$h_{гр} = \frac{l^2 m^2}{4(2a - h_{гр})} > \frac{l^2 m^2}{4(2a)}.$$

При $2a - h_{гр} \to 2a$

$$h_{гр} = \frac{l^2 m^2}{4(2a - h_{гр})} \to \frac{l^2 m^2}{4(2a)} = \frac{l^2}{8p} = \text{const}.$$

Итак, с увеличением высоты эллипсоида выпуска

$$h_{гр} \to \frac{l^2}{8p} = h_{гр\,min}, \text{ м}.$$

Минимальную высоту гребней руды можно определить и другим способом. Сколько бы ни продолжался выпуск рудной массы, руда, находящаяся за пределами области влияния выпускного отверстия, не может быть извлечена. Минимальную высоту гребня оставленной руды можно определить, найдя координаты точки пересечения областей влияния смежных выпускных отверстий.

Уравнение области влияния выпускного отверстия

$$y^2 = 2px.$$

При $y = \frac{l}{2}$, $x = h_{гр\,min}$

$$h_{гр\,min} = \frac{l^2}{8p}, \text{ м}. \qquad \text{(IV.35)}$$

При выпуске руды до начала разубоживания некоторое количество руды, находящейся в верхней части блока (за пределами эллипсоида выпуска), не будет выпущено. Этот объем руды примерно равен объему руды, остающейся в нижней части блока. Руда, находящаяся в верхней зоне, опускается вниз и располагается над нижней зоной, образуя гребень руды, оставленной до начала разубоживания. Количество оставленной руды прямо пропорционально высоте гребня.

Тогда

$$h_{гр\,min\,д.\,р} = 2h_{гр\,min} = \frac{l^2}{4p}, \text{ м}. \qquad \text{(IV.36)}$$

Из формул (IV.30), (IV.35) и (IV.36) следует, что потери руды пропорциональны квадрату расстояния между выпускными отверстиями.

Отсюда, исходя из условий наиболее полного извлечения руды, расстояние между отверстиями необходимо принимать возможно меньшим, но с учетом прочности днища блока. Обычно это расстояние принимают произвольно (без учета высоты блока и сыпучих свойств руды) и, как правило, значительно больше нормы.

Поперечное сечение выпускных отверстий. Как показывают опыты и промышленные наблюдения, при хорошем дроблении руды изменение площади поперечного сечения выпускных отверстий (практически оно изменяется в небольших пределах) не оказывает существенного влияния на результаты извлечения.

Так как в литературе встречаются противоречивые мнения по данному вопросу, следует на нем остановиться несколько подробнее.

Лабораторные опыты, проведенные автором, а также опыты в Ленинградском институте показали, что при

трехкратном уменьшении площади выпускного отверстия количество извлеченной руды уменьшается весьма незначительно (на 1,5—15% при высоте слоя руды 30—50 *см*). Это положение подтверждается следующим анализом. Количество руды q, извлеченной из одного выпускного отверстия, можно определить по формуле (III.51), выражающей объем усеченного эллипсоида. В этой формуле второе слагаемое, в которое входит радиус выпускного отверстия, очень мало по сравнению с первым слагаемым и общей суммой, поэтому им можно пренебречь.

Выпускное отверстие бо́льшего сечения при разработке руд средней и низкой устойчивости резко ослабляет днище блока, что приводит к полному его раздавливанию. При одной и той же устойчивости днища блока гораздо эффективнее уменьшение расстояния между выпускными отверстиями, чем увеличение их диаметра.

Глубина работ и ширина блока. Давление на днище блока увеличивается с глубиной. В свою очередь, это вызывает уменьшение показателя сыпучести руды и приводит к увеличению потерь руды.

Влияние этих факторов можно определить по формулам (IV.30), (IV.33) и рис. 30.

На основании аналитических зависимостей прогнозирования показателей извлечения руды можно решить обратную задачу: при заданных нормативных показателях извлечения руды определить параметры днища блока. Эта зависимость выражается формулой

$$l=\sqrt{\frac{PK_{р}hП}{25\left(1-\frac{\pi}{4}+\frac{\pi}{6}\sqrt[3]{1-\frac{R_{пр}}{100}}\right)}}. \qquad (IV.37)$$

Из этой формулы также следует, что для обеспечения одних и тех же показателей извлечения руды с уменьшением высоты блока нужно уменьшить расстояние между выпускными отверстиями.

Чтобы уровень потерь руды не превышал нормативный, необходимо с увеличением глубины работ ширину блока уменьшать, высота свода давления должна оставаться постоянной. В этом случае показатель сыпучести руды и потери будут постоянными. Предположим, что необходимо сохранить уровень потерь руды, начиная с глубины 180 *м*, где применялась система подэтажного обрушения с шириной панели 30 *м*. Для этого при глубинах 240 и 380 *м* необходимо, чтобы ширина блока соответственно составляла 29 и 28 *м*. В этом случае высота свода давления согласно формуле (IV.33) будет постоянной и равной 20 *м*.

§ 5. Определение показателей извлечения руды и параметров блока при системах с массовым обрушением и торцовым выпуском руды, с магазинированием и с открытым очистным пространством

Истечение сыпучих материалов при торцовом выпуске руды аналогично истечению сыпучих материалов из отверстий с ограждающими стенками. Торцовый выпуск руды с вертикальным забоем аналогичен выпуску руды из выпускного отверстия, пройденного на границе с массивом соседнего блока.

Торцовый выпуск руды с забоем, наклоненным в сторону обрушенной руды или в сторону массива, аналогичен выпуску руды из отверстий, расположенных соответственно под

висячим или у лежачего боков месторождения. Исследования показали, что функция распределения вероятностей смещения частиц при выпуске сыпучего материала из выпускных отверстий без ограждающих стенок и с ограждающими вертикальными и наклонными стенками выражается одним уравнением (II.4) (см. рис. 13).

Т. П. Зырянов определил, что при торцовом выпуске с вертикальным забоем фигура истечения представляет собой половину эллипсоида вращения, малая полуось которого b для Зыряновского комбината выражается эмпирическим уравнением

$$b = 0{,}5\sqrt{h}. \qquad \text{(IV.38)}$$

Уравнение (IV.38) аналогично аналитической зависимости (III.55), выражающей связь между параметрами эллипсоида выпуска при площадном выпуске руды. Из сопоставления этих уравнений следует, что показатель сыпучести руды для рудника им. XXII съезда КПСС равен 0,5 *м*. Показатели извлечения руды в этом случае можно определять, как при выпуске из одиночного выпускного отверстия с учетом бокового разубоживания руды. Эта методика изложена в работе [1].

При системах с магазинированием руды, подэтажных штреков и этажно-камерных системах руда на гребнях воронок и на лежачем боку зависает под углом естественного откоса. Потери руды на гребнях воронок пропорциональны расстоянию между выпускными отверстиями. Таким образом, характер образования потерь при этих системах разработки совершенно иной по сравнению с системами разработки с массовым обрушением руды и вмещающих пород. В последних системах руда на гребнях воронок и на лежачем боку зависает под углом истечения, который гораздо больше угла естественного откоса и колеблется в пределах 70—90°; потери руды пропорциональны квадрату расстояния между выпускными отверстиями. Поэтому при системах с магазинированием руды и камерных системах расстояние между выпускными выработками можно принимать очень большим (до 25 *м*), в особенности при разработке столбообразных рудных тел и при выемке целиков системами с закладкой. При этих системах можно с успехом применять вибровыпуск и машинную погрузку руды из выпускных выработок.

Однако исключение представляет система разработки с магазинированием руды с бурением шпуров с навала отбитой руды. В этом случае с целью сохранения горизонтальной поверхности замагазинированием руды при предвыпуске после очередной отпалки шпуров расстояние между выпускными выработками принимают минимальным (до 2—3 *м*) при разработке жильных месторождений.

В отечественной практике расстояние между выпускными отверстиями обычно не увязывают с системами разработки и их вариантами, а принимают стандартным (6—8 *м*) или по конструктивным соображениям.

Применение виброустановок и машинной погрузки руды из выпускных выработок приводит к увеличению расстояния между выпускными отверстиями по сравнению с соответствующими параметрами днища при скреперной доставке руды, это приведет к увеличению потерь руды, особенно при системах разработки с массовым обрушением руды. В этом случае необходимо увеличить высоту блока, так как потери обратно

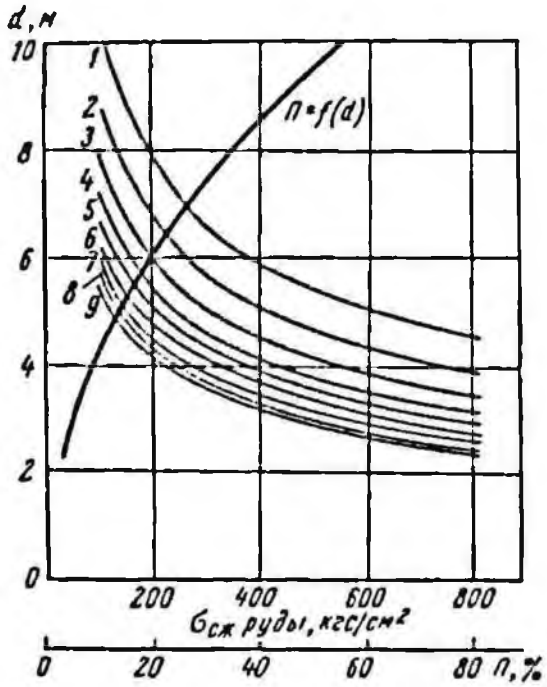


Рис. 32. Номограмма для определения диаметра целиков (при заданных нормативах потерь руды), потерь руды (при заданном конструктивном размере целика), области применения камерно-столбовой системы разработки (при заданных потерях руды или диаметре целиков) при различных прочностных свойствах руды и показателях устойчивости пород кровли:

1—9 — показатель устойчивости пород соответственно 10, 15, 20, 25, 30, 35, 40, 45, 50 м

пропорциональны высоте выпускаемого слоя руды.

Увеличение высоты подэтажа или этажа при торцовом выпуске руды приводит к увеличению разубоживания. Наличие козырька над погрузочной выработкой улучшает показатели извлечения руды.

При камерно-столбовой системе разработки потери руды колеблются в очень широких пределах (от 10 до 50% и иногда более), поэтому очень важно уметь определять параметры целиков при этой системе.

Высоту свода давления мы предлагаем определять по аналитической формуле (IV.33), диаметр целиков рекомендуем определять по формуле Л. Д. Шевякова

$$d = 1{,}1n\sqrt[5]{\left(\frac{\gamma h l^2 \cos\alpha}{\sigma_{сж}}\right)^2 m}, \qquad (IV.39)$$

где n — коэффициент запаса прочности целиков; γ — объемный вес пород, $т/м^3$; h — высота свода давления, $м$; α — угол падения залежи, *град*; $\sigma_{сж}$ — предел прочности руды на сжатие, $т/м^2$; m — мощность залежи, $м$; l — расстояние между центрами целиков, $м$.

Предлагаемая методика расчета параметров целиков и показателей потерь руды проверена для условий разработки Новокальинского месторождения (СУБР). Предел прочности пород на сжатие колеблется от 100

Таблица 10

$\sigma_{сж}$	r, м								
	10	15	20	25	30	35	40	45	50
100	11,6/74	8/53	8,8/42	8,0/35	7,4/30	7,0/27	6,6/24	6,4/22	6,1/20
200	8,8/42	7,5/30	6,6/24	6,1/20	5,7/18	5,3/15	5,0/14	4,8/13	4,5/11
300	7,5/32	6,4/22	5,7/17	5,1/14	4,8/13	4,5/11	4,3/10	4,1/9	4,0/8
400	6,7/24	5,6/17	5,0/14	4,6/11	4,3/10	4,0/9	3,8/8	3,6/7	3,5/7
500	6,1/20	5,1/15	4,7/12	4,2/10	3,9/8	3,7/7	3,5/7	3,3/6	3,2/6
600	5,7/18	4,8/12	4,3/10	3,9/8	3,6/7	3,4/6	3,2/6	3,1/5	3,0/5
700	5,4/17	4,5/11	4,0/9	3,7/7	3,4/6	3,2/6	3,0/5	2,9/5	2,8/4
800	5,0/14	4,2/10	3,8/8	3,5/7	3,2/6	3,0/5	2,9/5	2,8/4	2,6/3,8

Примечание. В числителе диаметр целиков в м, в знаменателе — потери в %.

Таблица 11

$\sigma_{сж}$	5,5	7	8,5	10	11,5	15	20
400	7,9/26	7,2/21	6,6/18	6,2/16	5,9/14	5,3/11	4,7/9
500	7,2/21	6,7/18	6,0/15	5,7/13	5,3/11	4,8/9	4,3/7
600	6,7/18	6,0/15	5,6/13	5,3/11	5,0/10	4,5/8	4,0/6
700	6,3/16	5,7/13	5,3/11	5,0/10	4,7/9	4,2/7	3,8/5,5
800	6,0/14	5,5/12	5,0/10	4,8/9	4,5/8	4,0/6	3,6/5

Примечание. В числителе приведен диаметр целиков в *м*, в знаменателе — потери в %.

до 800 *кгс/см*^{2}, радиус свода давления — от 10 до 50 *м*; $\gamma = 2{,}5$ *т/м*^{3}; $\cos\alpha = 0{,}883$; расстояние между безрудными зонами 160 *м* (полупролет свода давления 80 *м*); расстояние между целиками 12 *м*; мощность залежи 3 и 5 *м*; запас прочности целиков 1,2. Результаты расчета приведены в табл. 10 (при мощности залежи 5 *м*) и на рис. 32 (при мощности залежи 3 *м*).

Аналогично определили диаметр целиков и потери для Миргалимсайского рудника при камерно-столбовой системе разработки. Исходные данные для расчета: расстояние между опорными (ленточными) целиками 100 *м*; мощность рудного тела 10 *м*; угол падения залежи 30°; объемный вес руды 2,9 *т/м*^{3}; расстояние между осями целиков (столбов) 14 *м*; коэффициент запаса 1,2; предел прочности руды 400—800 *кгс/см*^{2}; показатель устойчивости пород (радиус свода естественного обрушения) 5,5—20 *м*. Результаты расчетов сведены в табл. 11.

Глава V

Управление выпуском руды

§ 1. Определение параметров выпуска по экспресс-анализу рудной массы [1]

Разработку экспресс-анализа рудной массы начали недавно. В настоящее время в практику работ горных предприятий довольно успешно внедряют геофизические методы, ведущее место среди которых занимают методы ядерной физики.

Наибольшее распространение получили гамма-методы, основанные на использовании ампульных источников альфа- и бета-лучей. Из-за малой проникающей способности этих излучений их применяют главным образом при экспресс-анализах проб.

Гамма-методы подразделяют на две основные группы. К первой группе относят все модификации гамма-метода, т. е. методы, в которых регистрируются гамма-лучи. К этой группе относят плотностной гамма-гамма-метод, основанный на эффекте комптоновского рассеяния гамма-лучей, метод когерентного рассеяния гамма-лучей, метод ядерной резонансной флюоресценции и др.

Во вторую группу входят методы, основанные на регистрации вторичных излучений. К ним относят метод рентгено-радиометрического анализа, эмиссионный метод и фотонейтронный метод, основанный на регистрации нейтронов, образующихся при фотоядерных реакциях.

Из перечисленных методов наиболее прост метод, основанный на эффекте фотоэлектрического поглощения гамма-лучей. Этот метод позволяет оценивать содержание тяжелых элементов, однако широкому применению метода при решении задач рудничного опробования препятствует зависимость его показаний от изменения плотности горных пород и руд, неровности их поверхности.

Для определения содержания металлов сложного состава наиболее перспективен для практического применения гамма-характеристический метод, который позволяет определять такие элементы как свинец, ртуть, вольфрам, барий, сурьму, олово, молибден, цинк, медь, никель, железо, марганец, хром, титан, редкоземельные элементы [43].

Методы ядерной геофизики широко применяют на полиметаллических рудниках для определения содержания свинца. Геофизический метод можно применять на открытых работах (экспресс-анализ шламовых проб), подземных (опробование сква-

[1] § 1 написан совместно с Е. И. Кит.

жин, рудной массы в выпускных выработках), при товарном опробовании (экспресс-анализы в вагонетках).

Наиболее распространен метод рассеянного гамма-излучения. Необходимость определения содержания свинца этим методом при оценке выпускаемой из блока руды и опробование отбитой руды в карьере возникла в связи со значительным отставанием в получении результатов химического анализа.

Приведенные основные результаты практического применения ядерно-геофизических методов опробования руд при разведке и разработке месторождений ряда полезных ископаемых в некоторых районах СССР свидетельствуют о том, что этим методам принадлежит большое будущее в практике горных работ [43].

Применение методов ядерной геофизики при разведке месторождений полезных ископаемых позволяет уменьшить объем геологического опробования разведочных скважин и горных выработок, сократить объем перебурки с некондиционным выходом керна, снизить число бракованных скважин, осуществить переход к бескерновому бурению надрудной толщи, более оперативно руководить направлением геологоразведочных работ за счет сокращения разрыва между временем отбора проб и получением по ним данных анализа.

Внедрение этих методов при разработке месторождений, а также на обогатительных фабриках позволяет оперативно управлять всеми технологическими процессами, снизить потери и разубоживание руды, резко сократить объем некондиционных руд и пустых пород, попадаемых на переработку. Внедрение ядерно-геофизических методов опробования при добыче руд позволяет ликвидировать тяжелый ручной труд пробоотборщиков при взятии бороздовых проб.

В черной металлургии для контроля содержания железа в рудной массе и порошках применяют электромагнитные методы экспресс-анализа для сильномагнитных минералов и методы экспресс-анализа, основанные на использовании радиоактивных изотопов для слабомагнитных минералов.

Электромагнитные методы экспресс-анализа основаны на использовании зависимости магнитной проницаемости от содержания в них магнитного железа.

Содержание металла с использованием радиоактивного излучения определяют следующими методами:

1) использование явления обратного рассеяния — излучения;

2) селективное возбуждение характеристического излучения;

3) использование явления ослабления проникающих излучений;

4) использование рассеянного мягкого излучения.

В ИГИ разработан электромагнитный метод контроля качества продуктов обогащения. Схема прибора, используемого при этом методе, состоит из двух индуктивных катушек (одна рабочая, вторая компенсационная) и дифференциального трансформатора. В качестве индикатора использован пирометрический милливольтметр, включенный в диагональ измерительной схемы через купроксный выпрямитель.

При определении содержания магнитной фракции материал насыпают в ампулу, уплотняют его и помещают внутрь одной из катушек прибора. По отклонению стрелки милливольтметра определяют содержание магнитной фракции в смеси (в %).

Относительная погрешность при определении содержания магнетита электромагнитным методом не превышает 3%. Необходимое время на один экспресс-анализ 2—3 *мин.*

В институте Механобр разработан переносной магнитометр 2-УМФ, предназначенный для контроля содержания магнитного железа в сухих порошках. Принцип действия прибора основан на изменении самоиндукции катушки при внесении в ее полость исследуемой пробы, находящейся в специальном стаканчике. Измерительный мост содержит две индуктивные катушки и четыре активных сопротивления. Снимаемый с диагонали моста сигнал, пропорциональный величине изменения самоиндукции, усиливается двухкаскадным усилителем и измеряется микроамперметром М-24 (50 *мка*).

Промышленные испытания магнитометра проводили на обогатительных фабриках ЮГОКа.

На Криворожском ЦГОКе группой авторов предложен способ определения содержания магнетита в обожженной руде естественной крупности (0—25 *мм*) без предварительной подготовки проб к анализу. Принцип действия прибора основан на регистрации изменения магнитного потока в измерительном датчике при внесении в него пробы руды, содержащей магнитное железо. Измерительный датчик представляет собой катушку с двумя обмотками — намагничивающей и измерительной. Для компенсации напряжения, наводимого в измерительной обмотке при отсутствии пробы руды, в схему введен специальный воздушный трансформатор, имеющий также две обмотки. В качестве указателя процентного содержания в приборе применен высокочувствительный микроамперметр М-252 (0—25 *мка*).

Погрешность измерения составляет 2—4%. В институте абразивов и шлифования разработан прибор для измерения содержания железа в сыпучих мелкоизмельченных материалах. В принципиальную схему прибора включены две катушки — рабочая и компенсационная. В рабочую катушку вставляется стаканчик с испытуемой пробой. При внесении пробы в катушку изменяется полное сопротивление плеча схемы, что приводит к изменению силы тока в диагонали схемы. Показания прибора пропорциональны процентному содержанию магнитного материала в пробе.

В НИИАЧермете (Днепропетровск) группой авторов разработано устройство для экспресс-анализа хвостов обогатительных фабрик. Оно включает в себя индукционный датчик, трансформатор и регистрирующий прибор типа ЭПИД. Чувствительность датчика составляет 0,125 *г/л* магнитного железа. Датчик представляет собой дифференциальный трансформатор с разомкнутой магнитной системой. При размещении пробы над сердечником трансформатора в измерительной обмотке наводится э. д. с., пропорциональная количеству железа в пробе и удельной восприимчивости его.

Относительная погрешность определения содержания магнитного железа в хвостах фабрики составляет 2%. Продолжительность одного анализа около 3 *мин.* Опытные образцы прибора установлены на обогатительной фабрике НКГОКа.

В ИГД МЧМ СССР (Свердловск) разработана установка для контроля содержания магнетита в руде при ее транспортировании ленточным конвейером. Чувствительным органом устройства является мост, состоящий из двух реактивных плечей

и остальных — активных. Одно из реактивных плечей является датчиком магнитной проницаемости руды, другое — датчиком веса руды. При прохождении руды по конвейеру меняется реактивное сопротивление датчиков.

Промышленные испытания установки проведены на обогатительной фабрике Качканарского ГОКа. Погрешность определения содержания магнетита в руде не превышает 0,1% (абс.).

В Киевском институте автоматики создан прибор для раздельной регистрации ферромагнитных и парамагнитных включений в горной массе, принцип работы которого основан на различии активного и реактивного сопротивлений рамочной антенны.

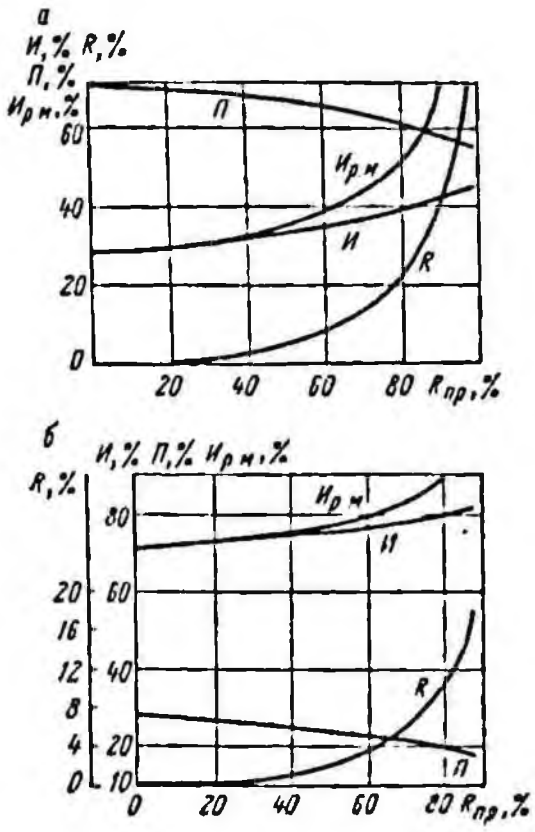
В НПИКМА им. Л. Д. Шевякова разработаны устройство и методика экспресс-анализа содержания магнитного железа в продуктах обогащения. Принцип действия прибора основан на регистрации изменения магнитного потока в измерительном датчике при внесении в рабочую катушку пробы, содержащей магнитное железо. Датчик имеет четыре катушки индуктивности, соединенных по мостовой (либо по дифференциальной) схеме. В качестве индикатора использован милливольтметр М-82. Абсолютная погрешность при определении содержания магнитного железа в хвостах, исходной руде и концентрате не превышает соответственно ±0,06; ±0,5; ±0,7%. Прибор внедрен на комбинате КМА-руда.

В Московском горном институте создан экспериментальный образец спектрометра для проведения фазового анализа железосодержащих руд. Работы продолжаются.

В лаборатории ЮГОКа разработан рентгенорадиометрический метод и анализатор «Феррит» для определения общего содержания железа в концентратах и хвостах на предприятиях с магнитным обогащением железных руд. Принцип работы основан на измерении зависимости интенсивности обратно рассеянных частиц от содержания и атомного номера определяемого элемента. Прибор испытан на пробах концентрата и хвостов всех криворожских горно-обогатительных комбинатов. Продолжительность одного анализа 2 *мин*. Точность анализа укладывается в допуски на химические анализы.

В НИГРИ разработан экспресс-анализ с применением селективного гамма-гамма-метода (СГГМ) для опробования железных руд в отбитой массе (на шахте «Центральная» рудника им. XX партсъезда). Промышленные испытания проводили при опробовании руды, поступающей из блоков в подземный бункер. Отобранную пробу измельчали до крупности 5—7 *мм* и подвергали измерению настенными датчиками с источником туллид-170. Способ позволяет контролировать содержание железа при погрузке руд в железнодорожные вагоны, при выпуске на рудниках и сортировке на складах. Время проведения экспресс-анализа 3—5 *мин*. Погрешность до 1%.

В Англии разработана методика экспресс-анализа содержания железа, а также титана и молибдена в рудах и горных породах с помощью портативного рентгеновского анализатора, в котором в качестве источника излучения используется радиоактивный изотоп (для определения содержания железа изотоп плутоний-238 является лучшим излучателем). Точность определения в порошковых пробах для относительно низких концентраций полезных компонентов со-



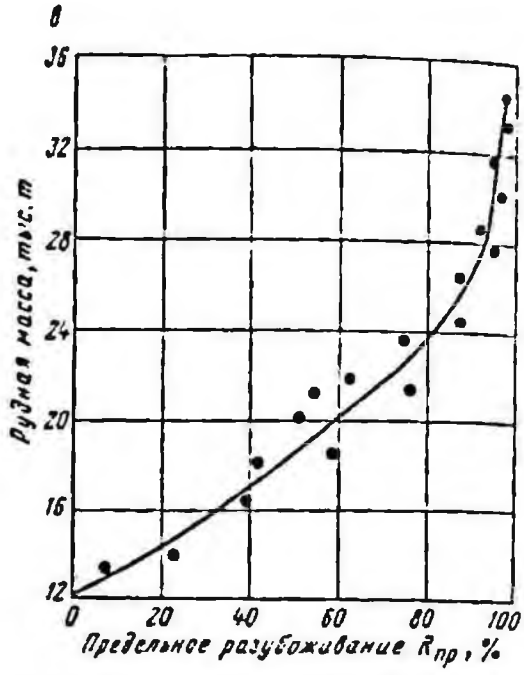


Рис. 33. Зависимость показателей извлечения руды от разубоживания в доле выпуска для Тырныаузского молибденового комбината:

а — определено аналитически при h = 43 м; p = 0,8 м, l = 16 м; б — то же, при l = 8 м; в — фактически при изолированном выпуске руды из одной выпускной выработки

ставляет 0,5—2% Fe; 0,2—1,0% TiO_2 и 0,02 — 0,03% V_2O_5.

По данным экспресс-анализа рудной массы можно определить все прочие показатели извлечения руды.

На основании геофизического метода экспресс-анализа определим весовое предельное разубоживание в дозе выпуска по формуле

$$R'_д = \frac{C_м - C_д}{C_м - C_п} 100, \%,$$

где $C_м$ — промышленное содержание металла в руде, %; $C_д$ — содержание металла в дозе выпуска, %; $C_п$ — содержание металла в разубоживающих породах, %.

По предельному весовому разубоживанию определяем предельное объемное разубоживание в дозе выпуска

$$R_д = \frac{\gamma_{р.м}}{\gamma_{р.п}} R'_д. \qquad (V.0)$$

где $\gamma_{р.м}$ — объемный вес рудной массы в дозе выпуска; $\gamma_{р.п}$ — объемный вес разубоживающих пород;

$$\gamma_{р.м} = 0{,}01\,[R'_д \gamma_{р.п} + (100 - R'_д)\,\gamma_{р.р}].$$

На основании методики прогнозирования показателей извлечения руды выведены аналитические зависимости всех основных показателей от предельного объемного разубоживания или разубоживания в дозе выпуска. По этим зависимостям построены номограммы (см. рис. 27 и 28).

По формулам или по номограмме необходимо построить соответствующие графики (рис. 33, *а*, *б*). Эти графики являются паспортом извлечения руды из блока. Определив предельное объемное разубоживание непосредственным замером при методе цветной фотограмметрии или

по формуле (V.0) при геофизических методах экспресс-анализа, по паспорту извлечения определяем остальные показатели извлечения руды в любой момент выпуска руды. Графики паспорта извлечения построены по аналитическим зависимостям, хорошо согласуются с графиками, построенными на основании промышленных экспериментов, проведенных А. О. Бозневым в блоке № 12 шахты № 7 Тырныаузского комбината (см. рис. 33). А. О. Бознев определил зависимость количества выпущенной рудной массы из изолированного отверстия от предельного разубоживания. Всего выпустили 34 тыс. *т* руды (13 730 *м*³). Характер изменения показателей извлечения руды соответствует аналитическим зависимостям (см. рис. 33, *а*, *в*).

Выведем аналитические зависимости показателей извлечения руды от количества рудной массы и построим соответствующие графические зависимости паспортов извлечения. Для упрощения зависимостей не будем учитывать количество руды, выпущенной из компенсационного пространства, тем более, что характер зависимостей не изменится.

При критической высоте слоя руды большей высоты блока, когда $h_{кр} \geqslant h$, потери руды без учета запаса ее в компенсационном пространстве

$$П = 100 - \frac{\pi p h}{3 l^2}\left(3 - 2\sqrt[3]{1 - \frac{R_{пр}}{100}}\right)100, \ \%. \qquad (V.1)$$

Тогда

$$П = 100 - \frac{\pi p h}{3 l^2}\left(3 - 2\frac{h}{H}\right)100, \ \%. \qquad (V.2)$$

Объем руды, выпущенной из одного отверстия, без учета компенсационного пространства, определим по формуле (IV.5).

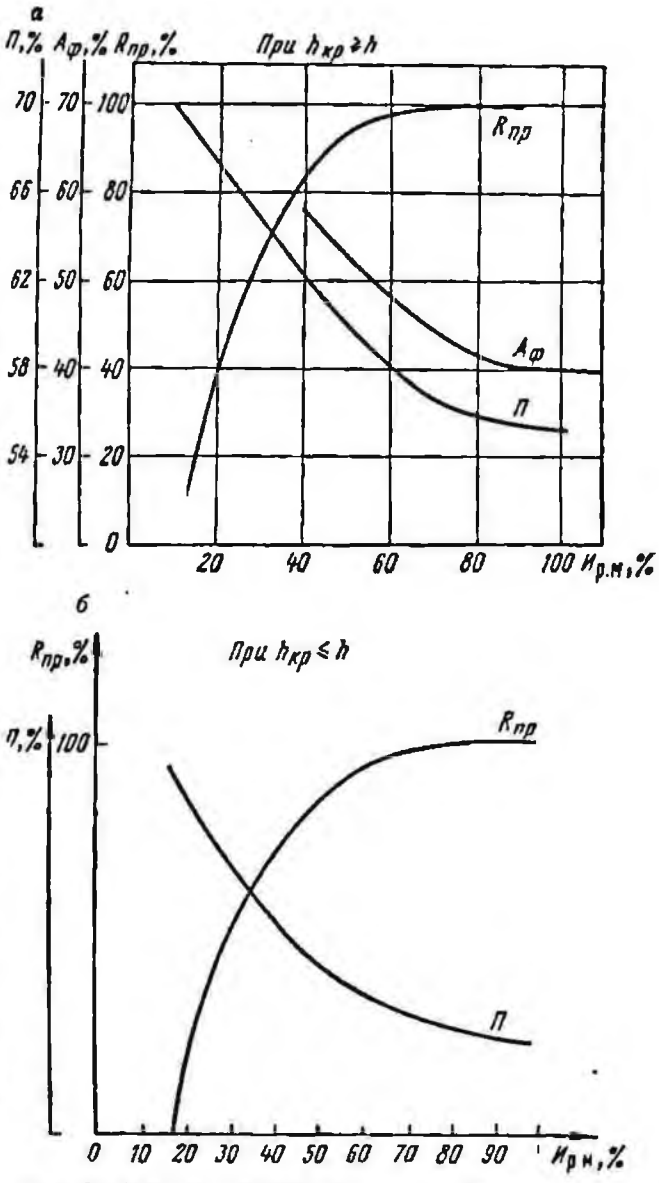


Рис. 34. Паспорт извлечения руды из блока: *а* — при $h_{кр} \geqslant h$; *б* — при $h_{кр} \leqslant h$

Тогда

$$П = 100 - \frac{\pi p h}{3 l^2}\left(3 - 2h\sqrt{\frac{\pi p}{3Q}}\right)100, \ \%; \qquad (V.3)$$

$$Q = \frac{И_{р.м} l^2 h}{100}. \qquad (V.4)$$

Зависимость потерь руды и содержания металла $C_ф$ (I.13) от извлечения рудной массы показана на рис. 34, *а*.

На основании формул (IV.15) и (IV.5) выведем зависимость $R_{пр}$ от Q

$$R_{пр} = \left(1 - \frac{\pi p}{3Q} h^3 \sqrt{\frac{\pi p}{3Q}}\right) 100, \ \%. \quad (V.5)$$

По формулам (V.4) и (V.5) построим график зависимости предельного разубоживания от извлечения рудной массы (см. рис. 34, *а*). Этот график подтверждается промышленными наблюдениями.

При критической высоте слоя руды меньшей высоты блока, когда $h_{кр} \leq h$, потери руды

$$П = \frac{25l^2}{ph}\left(1 - \frac{\pi}{4} + \frac{\pi}{6}\sqrt[3]{1 - \frac{R_{пр}}{100}}\right), \ \%. \quad (V.6)$$

По аналогии с выводом формулы (V.3) получим

$$П = \frac{25l^2}{ph}\left(1 - \frac{\pi}{4} + \frac{\pi}{6} h_{кр} \sqrt{\frac{\pi p}{3Q}}\right), \ \%. \quad (V.7)$$

При выводе формулы (V.7) нужно в формулу (IV.15) подставить вместо высоты блока критическую высоту слоя руды. Количество рудной массы Q в формуле (IV.5) будет соответствовать объему эллипсоида выпуска, извлеченного во второй стадии выпуска.

Выразив объем Q через величину $П_{р.м}$, получим

$$Q = \frac{П_{р.м} l^2 h}{100} - l^2 (h - h_{кр}). \quad (V.8)$$

По формулам (V.7) и (V.8) построим график зависимости потерь руды от извлечения рудной массы (рис. 34, *б*).

По аналогии с формулой (V.5) получим

$$R_{пр} = \left(1 - \frac{\pi p h_{кр}^3}{3Q} \sqrt{\frac{\pi p}{3Q}}\right) 100, \ \%. \quad (V.9)$$

По формулам (V.8) и (V.9) построим график зависимости предельного разубоживания от извлечения рудной массы (см. рис. 34, *б*).

Для получения формул расчета потерь в зависимости от извлечения рудной массы с учетом количества руды в компенсационном пространстве правые части уравнений (V.3) и (V.7) необходимо разделить на коэффициент разрыхления $K_р$ и подставить вместо Q соответственно выражения:

$$Q = l^2 h \left[\frac{П_{р.м} K_р}{100} - (K_р - 1)\right]; \quad (V.10)$$

$$Q = l^2 \left[\frac{П_{р.м} h K_р}{100} - (h - h_{кр}) - h (K_р - 1)\right]. \quad (V.10а)$$

§ 2. Определение критериев и констант подобия при моделировании выпуска руды и обрушения пород

Подобными называются явления, происходящие в геометрически подобных системах, если у них во всех сходственных точках отношения одноименных величин есть постоянные числа. Эти отношения называются константами подобия, они равны масштабу моделирования. Подобие явлений можно выразить и посредством критериев подобия. Безразмерные комплексы или комбинации, имеющие одно и то же значение в сходственных точках, называются критериями подобия. В природе существуют только те подобные явления, у которых критерии одинаковы [33, 34, 36, 49, 50].

Установим константы и критерии подобия натуры и модели для моделирования процесса выпуска руды. По этому вопросу в технической литературе имеется много высказываний. Обычно рекомендуют соблюдать равенство углов внутреннего

трения, естественного откоса, гранулометрического состава, влажности, коэффициента разрыхления, подобие величин сцепления, зацепления и других физико-механических свойств, влияющих на сыпучие свойства руды.

Однако практически не удается соблюсти равенство или подобие этих величин. Поэтому подавляющая часть лабораторных опытов всех исследователей проведена без соблюдения подобия натуры и модели. Такие исследования приводили к серьезным ошибкам, когда пытались перенести количественные данные лабораторных опытов в натуру. Потери и разубоживание руды в лабораторных опытах получали обычно значительно меньше, чем на практике.

Из работ Г. М. Малахова следует, что для соблюдения подобия при моделировании процесса выпуска руды необходимо, чтобы

$$\varepsilon_м = \varepsilon_н$$

при

$$\frac{h_м}{D_м} = \frac{h_н}{D_н},$$

где $\varepsilon_м$ и $\varepsilon_н$ — эксцентриситет эллипсоида выпуска руды в модели и натуре; $h_м$ и $h_н$ — высота эллипсоида выпуска в модели и в натуре; $D_м$ и $D_н$ — диаметр выпускного отверстия в модели и в натуре.

Масштаб моделирования

$$M = \frac{h_н}{h_м} = \frac{D_н}{D_м}.$$

Такое условие весьма трудно соблюдать практически.

Для подавляющего большинства руд величина ε близка к единице. Поэтому незначительная неточность в определении его значения в натурных условиях приводит к искажению всех величин, определяемых по выражению $1 - \varepsilon^2$.

Условия подобия, предложенные проф. В. Р. Именитовым, следующие:

$$M = \frac{H_н}{H_м} = \frac{D'_н}{D'_м} = \frac{Z_н}{Z_м} = \sqrt[3]{\frac{V_н}{V_м}},$$

где $H_н$ и $H_м$ — высота выпускаемого слоя руды в натуре и модели; $D'_н$ и $D'_м$ — диаметр воронки провала в натуре и на модели; $Z_н$ и $Z_м$ — прогиб воронки провала в натуре и на модели; $V_н$ и $V_м$ — объем эллипсоида выпуска в натуре и на модели.

Установить параметры воронки провала в натуре можно только в том случае, если имеется доступ в камеры. При этом точки контура воронки провала в натуре определяют приближенно. Параметры воронки провала не учитывают влияние горного давления.

Имея в виду, что большей частью целью лабораторных экспериментов является определение показателей извлечения руды, необходимо достигнуть подобия именно показателей извлечения руды. Оно может быть достигнуто при соблюдении подобия параметров эллипсоидов выпуска.

У подобных эллипсоидов выпуска будут равны как эксцентриситеты ε, так и коэффициенты вытянутости m, т. е. безразмерные комбинации.

Выведем критерий подобия из уравнения связи (IV.4). Преобразуем его к безразмерному виду, т. е. переведем его в критериальное уравнение

$$\frac{h}{p} = K, \qquad (V.11)$$

где K — критерий подобия.

Итак, у подобных эллипсоидов выпуска отношение высоты эллипсоида к показателю сыпучести руды p величина постоянная. Признаком подобия натуры и модели является

один и тот же критерий подобия K или соответствующее равенство величин m и e.

Определим константы подобия. Их можно определить через масштаб моделирования, т. е. через отношение одноименных величин.

Примем геометрический масштаб подобия M, равный отношению высот тел выпуска в натуре $h_н$ и модели $h_м$,

$$M = \frac{h_н}{h_м}. \qquad (V.12)$$

Тогда из уравнения (V.11) следует, что отношение показателей сыпучести в натуре $p_н$ и модели $p_м$ будет равно геометрическому масштабу моделирования M

$$M = \frac{p_н}{p_м}. \qquad (V.13)$$

Следовательно, вторым признаком подобия является равенство геометрического масштаба подобия отношению показателей сыпучести руды в натуре и модели.

Правильность выбранных признаков подобия проверяем, исходя из условия равенства показателей извлечения руды в натуре и модели, выраженных в процентах.

Потери руды при выпуске ее из обрушенной части блока, т. е. без учета руды, выпущенной из компенсационного пространства, определяем по формуле (V.6), аналогичной (IV.30), но без величины $K_р$.

Для того чтобы потери в модели и натуре были равны, необходимо, чтобы согласно формуле (V.6) соблюдалось равенство

$$\frac{25l_м^2}{p_м h_м} = \frac{25l_н^2}{p_н h_н}. \qquad (V.14)$$

Выражение в скобках равенства (V.6) опускаем, так как при равных потерях предельное разубоживание в модели и в натуре должно быть равно

$$R_{пр.м} = R_{пр.н}.$$

Примем геометрический масштаб моделирования равным M, т. е.

$$\frac{h_н}{h_м} = M \quad и \quad \frac{l_н}{l_м} = M.$$

Тогда из равенства (V.14)

$$\frac{p_н}{p_м} = \frac{l_н^2 h_м}{l_м^2 h_н} = M^2 \frac{1}{M},$$

откуда

$$\frac{p_н}{p_м} = M.$$

Таким образом, для соблюдения подобия показателей извлечения руды в модели и в натуре (или равенства этих показателей, выраженных в процентах) достаточно одного единственного условия, чтобы отношение показателей сыпучести натуры и модели были равны геометрическому масштабу модели. При этом либо при постоянных сыпучих свойствах материала модели $p_м$ определяют масштаб моделирования, либо при установленном масштабе моделирования подбирают на модели нужные для соблюдения этого масштаба сыпучие свойства материала модели, характеризующиеся параметром эллипсоида выпуска. Тогда в первом случае размеры модели (высоту блока $H_м$, расстояние между выпускными отверстиями $l_м$) определяют из выражений:

$$H_м = \frac{H_н}{M};$$

$$l_м = \frac{l_н}{M}; \qquad (V.15)$$

$$M = \frac{p_н}{p_м}.$$

Во втором случае, если желательно при моделировании сохранить за-

данный масштаб, необходимо подобрать материал модели таким образом, чтобы сохранялись равенства:

$$p_м = \frac{p_н}{M}; \quad M = \frac{H_н}{H_м} = \frac{l_н}{l_м}. \qquad (V.16)$$

Из выражения (III.62) следует, что $p = f(d, K_р, \varphi)$. Таким образом, варьировать параметром p можно, изменяя гранулометрический состав материала модели d, коэффициент первичного разрыхления $K_р$, угол внутреннего трения или все эти величины одновременно. Угол внутреннего трения, в свою очередь, зависит от влажности, давления и других факторов.

Из формулы (III.62) следует, что область определения параметра p находится в пределах

$$0 < d < \infty;$$

$$1 < K_р \leqslant 1{,}47; \qquad (V.17)$$

$$0 < \varphi < \frac{\pi}{2}.$$

Подбор эквивалентного материала значительно упрощается, если задачу решать в обратном порядке (по первому случаю). Вначале определим геометрический масштаб моделирования через отношение показателей сыпучести руды. Например, показатель сыпучести в натуре равен 50 *см*, а в лаборатории имеется материал с показателем сыпучести 5 *см*. Отношение показателей сыпучести (константа подобия) равно 10. Следовательно, геометрический масштаб моделирования должен быть равен тоже 10.

Таким образом, меняя масштаб моделирования и имея один и тот же материал в лаборатории, можно моделировать выпуск руды с различными сыпучими свойствами.

По нашим данным, показатель сыпучести руды для условий рудников Кривого Рога, комбинатов «Апатит» и Тырныаузского колеблется в пределах 30—100 *см*.

Пусть показатель сыпучести материала в лаборатории равен 1 *см*. Следовательно, для моделирования выпуска различной руды на одном и том же материале геометрический масштаб моделирования нужно менять от 30 до 100.

Используя различный сыпучий материал, можно в широком диапазоне менять геометрический масштаб моделирования. В наших лабораторных опытах и опытах НИГРИ и Ленинградского института при использовании в качестве сыпучего материала сухого песка или мелкой сухой руды показатели сыпучести меняются в пределах 1—5 *см*. Следовательно, для моделирования выпуска руды с p, равным 30—100 *см*, можно менять масштаб моделирования от 6 до 100.

Показатель сыпучести материала резко снижается при увлажнении его, при добавлении пылеватых фракций, при увеличении нагрузки. В этом случае показатель сыпучести песка уменьшается до 0,1 *см*.

Следовательно, масштаб моделирования можно менять от 6 до 1000.

Таким образом, практически на одном и том же материале можно моделировать широкий диапазон фактических условий выпуска руды. Наиболее точно показатель сыпучести p определяют замером высоты эллипсоида выпуска и его объема в натурных условиях. Затем находят m^2 из выражения (IV.3). Строят график $m^2 = f(h)$ (см. рис. 23). Эта зависимость прямолинейная и показатель сыпучести находят из уравнения (III.39). Физическая сущность величины k_1 видна из выражения (III.61). Величиной k_1 при высоте

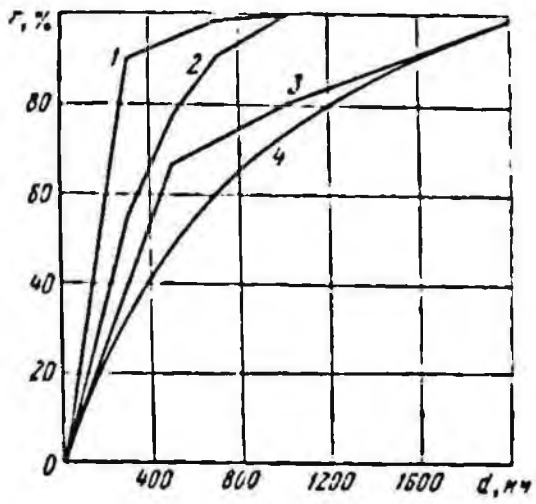


Рис. 35. Характеристики гранулометрического состава рудной массы:

1 — после перепуска по рудоспуску высотой 80 м; 2 — до перепуска руды; 3 — в выпускных выработках до вторичного дробления; 4 — в блоке после массового взрыва

h больше 18—20 *м* можно пренебречь, тогда (см. рис. 4).

$$p = \frac{h}{2m^2}; \quad p = \frac{h^2}{a} \quad \text{или} \quad p = \frac{3q}{\pi h^2}. \qquad (V.18)$$

Если нет возможности определить p по замерам, то его находят из выражения (III.62).

Для удобства пользования предлагаем находить величину p по номограмме (см. рис. 24), построенной на основе выражения (III.62). Например, определим показатель сыпучести $p_н$ для шахты «Магнетитовая» при системе этажного принудительного обрушения. Установим средневзвешенный диаметр куска.

Руда при движении к выпускным отверстиям подвергается значительному дополнительному дроблению. Данное предположение подтверждается исследованиями, проведенными в ИГД МЧМ СССР. Рудная масса при перепуске по капитальному рудоспуску высотой 80 *м* на 91% состоит из фракции 0—300 *мм*, тогда как первоначальное содержание ее было только 56% (линии *1*, *2* рис. 35).

На основании вышеизложенного, имея характеристику гранулометрического состава рудной массы при подходе к горловинам выпускных выработок (линия *3*), для шахты «Магнетитовая» с достаточной степенью надежности построим кривую первичного гранулометрического состава обрушенной руды в блоке (линия *4*).

При исследовании процесса выпуска необходимо учитывать этот фактор, так как величина показателя сыпучести прямо пропорциональна значению среднего диаметра выпускаемого кускового материала.

Для исследуемых условий средневзвешенный диаметр куска, подсчитанный по формуле (III.0), равен 0,95 *м*.

Из выражения (III.62) или по номограмме (см. рис. 24) находим, что показатель сыпучести $p_н$ при $K_р = 1{,}3$; $d = 0{,}95$ *м* и $\varphi = 40°$ равен 0,88 *м*.

Для моделирования выпуска обрушенного массива принята магнетитовая рабочая смесь. Показатель сыпучести такого материала составил $p_м = 0{,}96$ *см*, а геометрический масштаб моделирования

$$M = \frac{p_н}{p_м} = \frac{0{,}88 \cdot 100}{0{,}96} = 92 \approx 100.$$

Моделирование следует применять в тех случаях, когда аналитические расчеты показателей извлечения руды становятся громоздкими или вообще не применимы, например в блоках с различными расстояниями между выпускными выработками или в блоках со сложной конфигурацией, при исследовании режимов выпуска руды, при многоэтажной разработке месторождения, при определении размещения потерянных и разубоженных руд в выработанном пространстве.

При моделировании обрушения пород геометрический масштаб подобия следует определять по отношению радиусов сводов в натуре и модели [88]

$$M = \frac{r_н}{r_м} \qquad (V.19)$$

или, наоборот, при заданном геометрическом масштабе моделирования следует определять устойчивость эквивалентного материала по уравнению

$$r_м = \frac{r_н}{M}. \qquad (V.20)$$

Подбор эквивалентного материала по прочностным свойствам может привести к значительным ошибкам. Например, при моделировании в ИГД им. А. А. Скочинского двухъярусной разработки месторождений СУБРа масштаб моделирования при подборе эквивалентного материала по прочностным свойствам равен 200. Масштаб моделирования, определенный по уравнению (V.19), оказался равным 16, 30 и 65 соответственно при отработке нижнего яруса в моделях № 342, 340 и 344 [91].

§ 3. Электронное моделирование выпуска руды *

Наряду с традиционными методами лабораторных и производственных исследований выпуска руды в последнее время появилась возможность применить электронное моделирование этого процесса [46]. Преимущества последнего метода перед первыми двумя состоят в оперативности проведения моделирования выпуска руды на ЭВМ, в меньшей затрате средств на исследования и открывающейся перспективе использования этого метода при автоматизированном планировании и управлении производственной деятельностью рудника.

В работе [46] рассмотрен выпуск руды из обрушенного целика, окруженного по бокам закладочным материалом. Выпуск ведется через шестнадцать выпускных отверстий на два скреперных орта. Блок условно разбит на маленькие кубики (12 × 12 — в плане и 14 — по высоте). Схема действия модели следующая:

1) удаляют кубик, находящийся над отверстием, из нижнего слоя, в результате образуется пустота;

2) эту пустоту может занять один из кубиков второго слоя, которые граничат с пустотой. Таких кубиков всего девять. Каждый из девяти кубиков с определенной вероятностью может заполнить эту пустоту. Кубик, расположенный непосредственно над отверстием, имеет наибольшую вероятность — 0,25, боковые кубики имеют вероятность заполнения этой пустоты в два раза меньшую — 0,125, а угловые — в четыре — 0,0625 (см. рис. 5, *а*);

3) по методу статистических испытаний (методу Монте-Карло) определяют, какой из этих девяти кубиков заполняет пустоту в первом слое. Определив этот кубик, на его месте фиксируется пустота (кубик переместился) и определяют новые девять кубиков из третьего слоя, которые могут заполнить эту пустоту с вероятностями, указанными на рис. 5, *а*.

Таким образом, происходит как бы перемещение пустоты. Когда эта пустота достигает верхнего слоя блока, то она заполняется кубиком из пустых пород.

Удалив новый кубик из первого слоя, вновь следим за перемещением

* Написано совместно с В. А. Горбуновым.

пустоты и, если на пути попадаются кубики с пустой породой, фиксируем их новое положение. По мере удаления кубиков из нижнего слоя кубики с пустой породой будут приближаться к месту выпуска и, наконец, такие кубики будут появляться довольно часто и дальнейший процесс выпуска кубиков не целесообразен по экономическим соображениям.

Бо́льшую подвижность закладки, чем руды, оценивают большей вероятностью движения представляющих ее кубиков. Вероятность заполнения пустоты кубиками сверху на 0,12 выше вероятности заполнения этой пустоты кубиками с боков. На границе целика с закладкой вероятность движения кубика закладки принята 0,40. Вероятность образования трубы над выпускным отверстием — 0,33, вероятность зависания руды — 0,40.

Логическая программа моделирования показана на рис. 36, *е*, где обозначены: *I* — исходные данные — расположение выпускных отверстий, порядок выпуска руды, граничное отношение по объему породы к руде; *II* — начальные условия — задание границы целика, обозначение кубиков, представляющих руду; *III* — из какого отверстия следует выпускать руду?; *IV* — выпуск из этого отверстия был уже закончен?; *V* — да; *VI* — нет; *VII* — удалите кубик и охарактеризуйте положение образовавшейся пустоты; *VIII* — представляет кубик руду, закладку или породу?; *IX* — порода или закладка; *X* — оцените общее число извлеченных кубиков пустой породы; *XI* — руда; *XII* — оцените общее число извлеченных кубиков руды; *XIII* — выпуск из этого отверстия только что производился?; *XIV* — образуется труба?; *XV* — определите, какие кубики, вероятно, заполняют образовавшуюся пустоту; *XVI* — оцените состояние целика, как это делалось прежде; *XVII* — находится какой-либо из этих кубиков за границей целика?; *XVIII* — являются ли эти кубики закладкой?; *XIX* — расположен какой-либо из кубиков сверху в закладке?; *XX* — заполняет ли один из данных кубиков образовавшуюся пустоту?; *XXI* — заполняет этот кубик образованную пустоту?; *XXII* — имеются ли другие кубики над данным, которые представляют закладку?; *XXIII* — установите, какой кубик заполняет пустоту; *XXIV* — пришел ли этот кубик из-за границы целика?; *XXV* — может быть это отверстие закрыто?; *XXVI* — охарактеризуйте вновь образовавшуюся пустоту; *XXVII* — все выпускные отверстия уже закрыты?; *XXVIII* — закончите программу.

За исходные данные приняты: число и расположение выпускных отверстий, последовательность их работы и число кубиков породы, выпущенных подряд перед тем, как закрыть выпускное отверстие. Для каждого набора исходных данных моделирование вели пять раз. Результат исследования включает общее число выпущенных рудных и породных кубиков и коэффициент извлечения руды из целика. Схема расположения выпускных отверстий, а также принятый порядок выпуска руды показаны на рис. 36, где обозначено: *а* — выпуск вели из всех отверстий одновременно и с одинаковой скоростью; *б* — из периферийных (черных) отверстий выпуск вели в 4 раза быстрее, чем из внутренних (заштрихованных); *в* — сначала вели выпуск из периферийных отверстий до появления в них пустых пород, затем из средних отверстий; *г* —

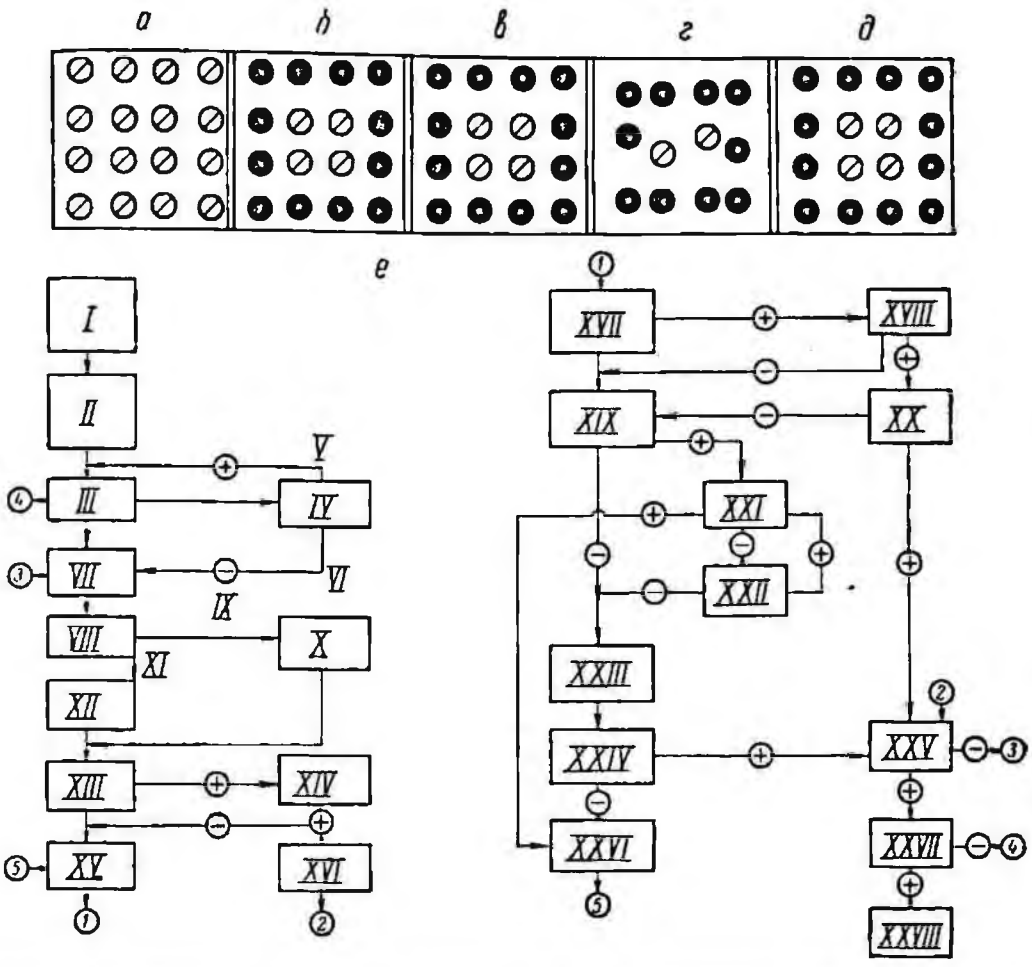


Рис. 36. Электронное моделирование выпуска руды из обрушенного целика под обрушенными породами и двух боковых контактах с закладкой

средние отверстия включили в работу первыми, выпуск из них вели до появления пустых пород, затем из всех внешних до появления пустых пород; *д* — внутренние отверстия работали одновременно до появления в них пустых пород, затем одновременно из внешних до появления в них пустых пород.

На рис. 37, *а* (применительно к схеме, рис. 36, *д*) приведены зависимости между коэффициентом извлечения руды, общим отношением объема выпущенных пород к общему объему руды и числом кубиков, вышедших подряд из выпускного отверстия перед его закрытием. На рис. 37, *б* представлена зависимость между числом выпущенных подряд кубиков породы перед закрытием выпускного отверстия и граничным отношением объема породы к объему выпущенной руды. При определении оптимального отношения объема породы к объему руды, обеспечивающего максимальную прибыль, условно приняли, что ценность кубика руды в 5 раз выше стоимости его выпуска. Результаты расчета показаны на рис. 37, *в*, из которого видно, что максимальная прибыль соответствует граничному отношению объема пород к объему руды

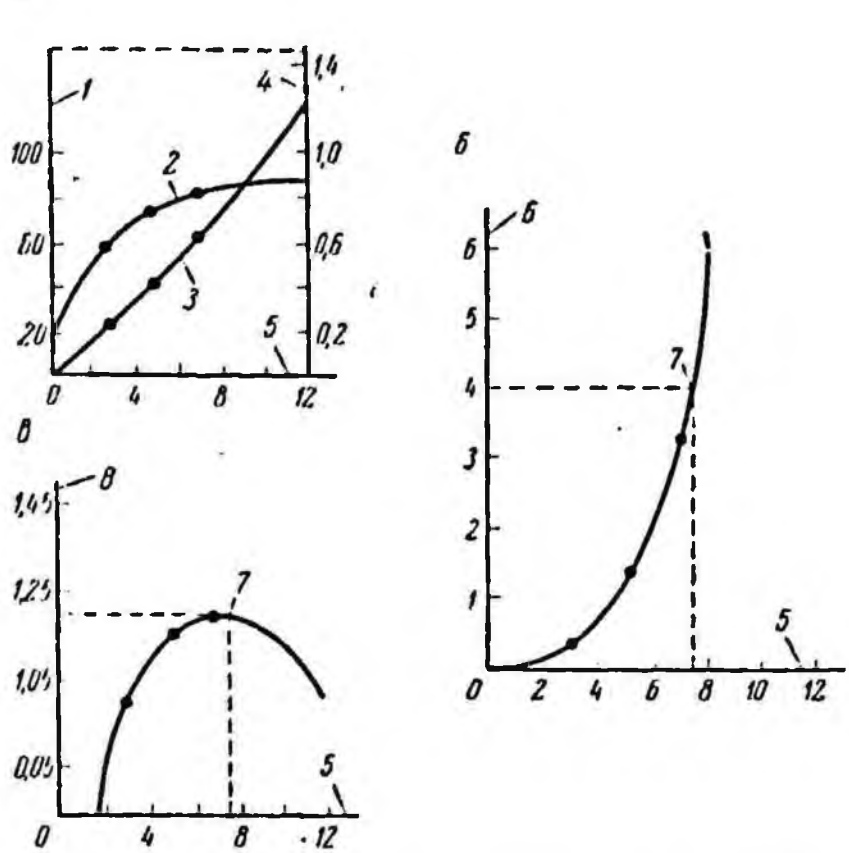


Рис. 37. Технико-экономические результаты электронного моделирования выпуска руды из целика по схеме, приведенной на рис. 36, *б*:

а — показатели выпуска руды: 1 — извлечение руды, %; 2 — кривая извлечения руды; 3 — кривая отношения породы к руде; 4 — общее отношение породы к руде, т. е. коэффициент применивания вмещающих пород к руде; 5 — число кубиков породы, вышедших из выпускного отверстия подряд перед его закрытием; б — граничное отношение объема выпущенной породы к объему руды; в — граничное отношение породы к руде; 7 — обеспечение максимальной прибыли; в — сравнительная прибыль; 8 — отношение прибыли при данном числе подряд выпущенных кубиков породы к прибыли при числе кубиков породы, равном 3

и общему отношению породы к руде, равным соответственно 4 и 0,75.

Моделировали на электронной машине ПВМ 7090. Расчет каждой схемы машина выполняла за 3,5 *мин*. Исследование показало, что наибольшее извлечение и наименьшее разубоживание руды обеспечиваются при равномерном ее выпуске из внутренних отверстий до появления в них пустых пород, а затем из внешних выпускных отверстий.

Укажем на недостатки работы [46]:

1) неизвестны физические свойства руды, для которой подбирался закон распределения вероятностей смещения кубиков, указанный на рис. 5, *а*;

2) не рассмотрен случай, когда блок граничит с монолитной стенкой, что часто встречается на практике;

3) не рассмотрено влияние величины кубиков на закон распределения вероятностей и т. д.

Целью настоящей работы является создание расчетной схемы и программы для ЭВМ, которая бы учитывала физические свойства обрушенной руды и пустых пород, конструктивные особенности блока и условия, в которых он находится.

Программа ЭВМ состоит в основном из логических элементов. Основным методом, который используется при решении задачи по данной модели, является метод статистических испытаний, или как его еще называют метод Монте-Карло. Рассмотрим алгоритм моделирования испытаний в схеме случайных событий [47].

Пусть A_1, A_2, ..., A_s — полная группа событий, наступающих с вероятностями P_1, P_2, ..., P_s (т. е.

$P_1 + P_2 + \ldots + P_S = 1$) и ξ — случайная величина, имеющая равномерное распределение в интервале (0, 1). Посмотрим, как с помощью случайной величины ξ можно моделировать независимые испытания, возможными исходами которых будут события $A_1, A_2, \ldots, A_S$. Для этого определим событие A_m как событие, состоящее в том, что выбранное значение R_j случайной величины ξ удовлетворяет неравенству

$$l_{m-1} \leqslant R_j < l_m, \qquad (V.21)$$

где

$$l_r = \sum_{i=1}^{r} P_i.$$

Легко видеть, что вероятность события A_m

$$P(A_m) = \int_{l_{m-1}}^{l_m} dx,$$

или

$$P(A_m) = P_m. \qquad (V.22)$$

Моделирование испытаний рассматриваемого вида состоит в последовательном выборе значений R_j и сравнении их с величинами l_r. Событие A_m оказывается исходом испытания в том случае, когда выполняется условие (V.21). Эту процедуру часто называют определением результатов испытаний по жребию в соответствии с вероятностями P_1, P_2, ..., P_S.

Для фиксации кубиков ввели Декартову систему координат i, j, k с началом в месте извлечения кубиков (см. рис. 5, *б*). Координата k обозначает слой, в котором берется кубик с координатами i, j.

Если в k-том слое пустота имеет координаты i, j, k, то координаты девяти кубиков, которые могут занять эту пустоту, имеют комбинации из i; j; $i \pm 1$; $j \pm 1$; $k + 1$.

В расчете приняли следующую нумерацию кубиков (рис. 38). Здесь через A_1, A_2, ..., A_9 обозначено событие, состоящее в том, что пустоту займет кубик, номер которого указан в индексе. Причем событию A_1 соответствует вероятность P_1, событию A_2 — вероятность P_2 и т. д.

Для того чтобы убедиться в том, что изменение закона распределения вероятностей действительно влияет на показатели извлечения руды, рассмотрели шесть вариантов закона распределения вероятностей заполнения пустот для кубиков, изображенных на рис. 38.

Эти варианты выбрали с таким расчетом, чтобы вероятность смещения центрального кубика P_6 в каждом последующем варианте существенно отличалась от P_6 в предыдущем варианте.

В расчете приняли условную дозу выпуска в двадцать кубиков. Выпуск прекращался (счет на ЭВМ оканчивался), когда выполнялось неравенство

$$\frac{n_{черн}}{20} \geqslant R_{пр}, \qquad (V.23)$$

где $n_{черн}$ — количество кубиков с пустой породой, выпущенных из отверстия в данной дозе; $R_{пр}$ — коэффициент предельного разубоживания в дозе для данной руды.

В дальнейшем кубики с рудой будем называть белыми кубиками, а кубики с пустой породой — черными кубиками.

В наших расчетах $R_{пр}$ изменялся от 0,2 до 0,4. Извлечение чистой руды (белых кубиков до появления первого черного) для одного варианта в три раза больше, чем для другого. Таким образом, закон распределения вероятностей оказывает существенное влияние на показатели извлечения руды.

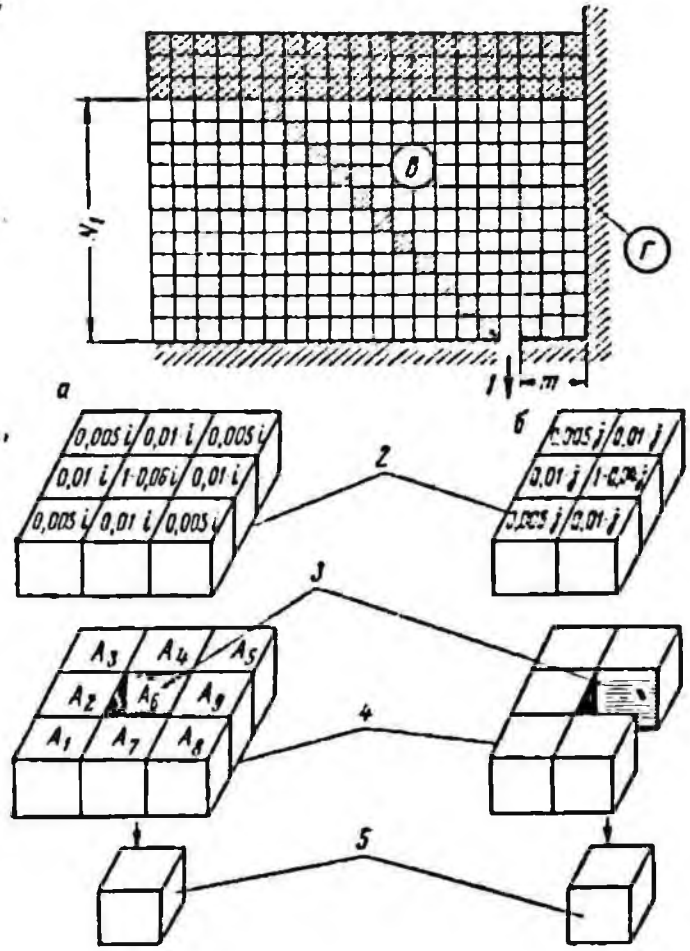


Рис. 38. Схема движения кубиков: *а* — внутри блока в области *В*; *б* — на границе блока *Г*; *1* — место извлечения кубиков; *2* — $n+1$ слой; *3* — пустота; *4* — n-й слой; *5* — удаленный кубик

Определим этот закон по данным, полученным из опыта для одиночного отверстия. В таких опытах обычно изучается влияние различных факторов на показатели извлечения (в том числе и влияние физических свойств выпускаемой руды).

Пусть известно извлечение чистой руды из опыта. Разбив блок на кубики и определив вес руды, содержащийся в одном кубике, можно определить, сколько кубиков выпустили в данном опыте до появления первого кубика, содержащего пустые породы.

Итак, известно, что белых кубиков выпущено N до появления первого черного кубика. Требуется найти закон распределения вероятностей, при котором первый черный кубик появится после удаления N кубиков из отверстия.

Пусть блок по высоте разбит на N_1 слоев (см. рис. 5, *б*). Кубик, обозначенный на рис. 5, *б* жирными линиями, имеет координаты (O, O, N_1). После удаления $\frac{N}{N_1}$ кубиков этот кубик должен перейти в (N_1—1) слой. Таким образом, задача сводится к тому, чтобы из $\frac{N}{N_1}$ «цепочек» проникновения пустоты в глубь блока одна из них в N_1-м слое имела координаты (O, O, N_1). Из этих условий и надо исходить при определении

закона распределения вероятностей заполнения пустот кубиками, изображенными на рис. 38.

Цепочки проникновения пустот в глубь блока представляют собой цепи Маркова [48]. Действительно, если образовалась пустота с координатами (i_1, j_1, k_1), то образование следующей пустоты (i_2, j_2, k_1+1) не зависит от того, по какому пути шло образование пустот (процесс без последействия).

Пользуясь терминологией теории Марковских цепей, образование «цепочек» проникновения пустот в глубь блока можно уподобить несимметричному случайному блужданию «пустой» частицы по трехмерной решетке.

Решетка состоит из точек (векторов) вида

$$\vec{u} = u_1\vec{i} + u_2\vec{j} + u_3\vec{k},$$

где $\vec{i}$, $\vec{j}$, $\vec{k}$ — ортонормированный базис трехмерного пространства (см. рис. 5, *б*), а координаты u_1, u_2, u_3 — произвольные целые числа.

На каждом шаге «пустая» частица (пустота) с вероятностями $P_1, P_2, \ldots, P_9$ перескакивает в одно из соседних состояний, независимо от своего положения в предыдущие моменты времени.

Существенным отличием нашего случая от описанных в литературе по теории Марковских цепей [48] является несимметричность случайного блуждания, а также то, что «пустая» частица может перемещаться не только по ребрам решетки, но и по диагонали — всего в 9 направлениях.

Условимся обозначать через $\vec{u}(0)$ начальное положение блуждающей частицы и через $\vec{u}(n)$ $(n = 1, 2, 3\ldots)$ — ее положение после n шагов. При $n = N_1$ (где N_1 — количество слоев в блоке) блуждание частицы заканчивается в верхнем слое блока.

Обозначим через $P(n, \vec{u}, \vec{y})$ вероятность того, что частица, выходящая из точки $\vec{u}(0)$, после n шагов окажется в точке $\vec{y} = \vec{u}(n)$;

$$P(n, \vec{u}, \vec{y}) = P_{\vec{u}}\{\vec{u}(n) = \vec{y}\}.$$

Функция $P(n, \vec{u}, \vec{y})$ является важной характеристикой случайного блуждания и называется **переходной функцией**. Вероятность какого-либо события A, связанного со случайным блужданием, естественно, зависит от той точки $\vec{u}$, из которой началось блуждание. Эту вероятность мы обозначаем через $P_{\vec{u}}\{A\}$. Математическое ожидание случайной величины ξ, отвечающее распределению $P_{\vec{u}}$, обозначим через $M_{\vec{u}}\xi$. Очевидно, что $P(0, \vec{u}, \vec{u}) = 1$, $P(0, \vec{u}, \vec{y}) = 0$ при $\vec{u} \neq \vec{y}$. Ясно также, что $\sum\limits_{\vec{y}} P(n, \vec{u}, \vec{y}) = 1$. Здесь запись $\sum\limits_{\vec{y}}$ означает, что суммирование производится по всем точкам трехмерной решетки.

Существенным свойством случайного блуждания, облегчающим его изучение, является взаимная независимость скачков $\vec{\xi}_k = \vec{u}(k) - \vec{u}(k-1)$ $(k = 1, 2, 3\ldots)$. Векторы ξ_k не зависят также от начального состояния частицы и все имеют одно и то же распределение. Именно, любой из векторов ξ_k принимает с вероятностями $P_1, P_2, \ldots, P_9$ каждое из комбинаций $(\vec{k}, \pm\vec{i}, \pm\vec{j})$.

Пользуясь этим, выведем интегральное представление для переходной функции $P(n, \vec{u}, \vec{y})$.

Обозначим через $\theta(\vec{u})$ линейную форму, принимающую значение θ_k

на векторе $\vec{l}_k$ ($\vec{l}_1 = \vec{i}$, $\vec{l}_2 = \vec{j}$, $\vec{l}_3 = \vec{k}$). Это значит, что если $\vec{u} = u_1\vec{i} + u_2\vec{j} + u_3\vec{k}$, то $\theta(\vec{u}) = \theta_1 u_1 + \theta_2 u_2 + \theta_3 u_3$.

Рассмотрим функцию

$$F(\theta) = \sum_{\vec{y}} P(n, \vec{u}, \vec{y})\, e^{i\theta(\vec{y})} = M_{\vec{u}}\, e^{i\theta(\vec{u}(n))}, \qquad (V.24)$$

т. е. характеристическую функцию случайного вектора $\vec{u}(n)$.

Через функцию $F(\theta)$ легко выразить переходную функцию $P(n, \vec{u}, \vec{y})$. В самом деле, пусть Q — множество всех линейных форм $\theta(\vec{z}) = \theta_1 z_1 + \theta_2 z_2 + \theta_3 z_3$ с коэффициентами θ_1, θ_2, θ_3 по абсолютной величине не превосходящими π.

Умножим формулу (V.24) на $e^{-i\theta(\vec{z})}$, ($\vec{z}$ — точка решетки H^3) и проинтегрируем по Q. Так как $\vec{y}$ и $\vec{z}$ — векторы с целыми координатами, то

$$P(n, \vec{u}, \vec{z}) = \frac{1}{(2\pi)^3} \int_Q F(\theta)\, e^{-i\theta(\vec{z})}\, d\theta. \qquad (V.25)$$

Найдем функцию $F(\theta)$. Поскольку

$$\vec{u}(n) = \vec{u}(0) + \sum_{k=1}^{n} \vec{\xi}_k,$$

где $\vec{\xi}_k$ — скачок на k-том шаге, то

$$F(\theta) = M_{\vec{u}}\, e^{i\theta(\vec{u}(0))} \prod_{k=1}^{n} e^{i\theta(\vec{\xi}_k)}.$$

Так как здесь с вероятностью, равной единице, $\vec{u}(0) = \vec{u}$, а случайные векторы $\vec{\xi}_k$ независимы и одинаково распределены, то

$$F(\theta) = e^{i\theta(\vec{u})}\, \Phi^n(\theta), \qquad (V.26)$$

где $\Phi(\theta) = M_{\vec{u}}\, e^{i\theta(\vec{\xi}_1)}$.

Вектор $\vec{\xi}_1$ принимает с вероятностями $P_1, P_2, \ldots, P_9$ любое из комбинаций ($\vec{k}$, $\pm\vec{i}$, $\pm\vec{j}$), и поэтому

$$\Phi(\theta) = P_1 e^{i(-\theta_1-\theta_2+\theta_3)} + P_2 e^{i(-\theta_1+\theta_3)} + P_3 e^{i(-\theta_1+\theta_2+\theta_3)} + \ldots + P_9 e^{i(\theta_1+\theta_2)}.$$

Если учесть, что $P_1 = P_3 = P_5 = P_8 = P$; $P_2 = P_4 = P_7 = P_9 = q$; $P_6 = r$, то последнее выражение для $\Phi(\theta)$ запишется в виде

$$\Phi(\theta) = e^{i\theta_3}\,[4p\cos\theta_1\cos\theta_2 + 2q(\cos\theta_1 + \cos\theta_2) + r]. \qquad (V.27)$$

Подставляя полученные выражения в формулу (V.25) и заменяя $\vec{z}$ на $\vec{y}$, получаем

$$P(n, \vec{u}, \vec{y}) = \frac{1}{(2\pi)^3} \int_Q e^{i\theta(\vec{u}-\vec{y})} \times e^{i\theta_3} \left[\frac{\Phi(\theta)}{e^{i\theta_3}}\right]^n d\theta. \qquad (V.28)$$

Если в последней формуле положить $P = 0$; $q = 0$; $r = 1$; $\vec{u} = 0$; $\vec{y} = (0, 0, n)$, то интеграл будет равен $(2\pi)^3$ или $P(n, 0, \vec{y}) = 1$. Это означает, что скачки идут вертикально вверх (так как $r = 1$).

Таким образом, зная закон распределения вероятностей P, q, r, мы можем по формуле (V.28) определить переходную функцию $P(n, \vec{u}, \vec{y})$.

Нас же интересует обратная задача, т. е., зная $P(n, \vec{u}, \vec{y})$, попытаться определить P, q, r.

Предположим, что нам известна переходная функция $P(n, \vec{u}, \vec{y})$, тогда для определения закона распределения вероятностей P, q, r имеем два соотношения: 1) формулу

(V.28) и 2) $4P + 4q + r = 1$ — вероятность достоверного события.

Так как уравнений два, а неизвестных три (P, q, r), то система этих уравнений будет иметь бесчисленное множество решений. Для того чтобы система этих уравнений обладала единственным решением, необходимо уменьшить число неизвестных на единицу или же увеличить число независимых уравнений в системе на столько же.

Допустим, что угловые кубики (см. рис. 38) имеют в два раза меньшую вероятность по сравнению с другими периферийными кубиками. Очевидно, что, делая такое допущение, мы получаем вполне определенное решение задачи. Поскольку можно положить $P = Qq$, где Q — любое число из интервала (0, 1), то моделей может быть бесчисленное множество. Любой из них можно пользоваться. Тогда $P = \frac{1}{2}q$ и уравнения примут вид:

$$\begin{cases} P(n, \vec{u}, \vec{y}) = \frac{1}{(2\pi)^3} \int\limits_Q e^{i\theta(\vec{u}-\vec{y})} \times \\ \qquad \times e^{in\theta_3} [2qk + r]^n \, d\theta, \\ 6q + r = 1, \end{cases} \qquad (V.29)$$

где

$$k = \cos\theta_1 \cos\theta_2 + \cos\theta_1 + \cos\theta_2.$$

Подставляя r из второго уравнения системы (V.29) в первое, получим уравнение с одним неизвестным q

$$P(n, \vec{u}, \vec{y}) = \frac{1}{(2\pi)^3} \int\limits_Q e^{i\theta(\vec{u}-\vec{y})} \times$$

$$\times e^{in\theta_3} [2q(k-3)+1]^n \, d\theta. \qquad (V.30)$$

Если в уравнение (V.30) подставить $n = 1$; $\vec{u} = (0, 0, 0)$; $\vec{y} = (0, 0, 1)$, то $P(1, 0, \vec{y}) = r$ и уравнение (V.30) превратится в $r = 1 - 6q$, т. е. получим второе уравнение системы (V.29).

Таким образом, второе уравнение системы (V.29) оказалось частным случаем первого уравнения этой системы при $n = 1$.

Разлагая квадратную скобку в уравнении (V.30) по биному Ньютона, получим уравнение n-й степени относительно неизвестного q

$$P(n, \vec{u}, \vec{y}) = 1 + q\frac{2n}{(2\pi)^3} \int\limits_Q e^{i\theta(\vec{u}-\vec{y})} \times$$

$$\times e^{in\theta_3}(k-3)\, d\theta + \ldots +$$

$$+ q^n \frac{2^n}{(2\pi)^3} \int\limits_Q e^{i\theta(\vec{u}-\vec{y})} e^{in\theta_3}(k-3)^n \, d\theta. \qquad (V.31)$$

В начале этого параграфа мы говорили, что если чистой руды из отверстия было извлечено N кубиков, а высота блока — N_1 слоев, то из $\left(\frac{N}{N_1}\right)$ «цепочек» проникновения пустоты в глубь блока одна из них в N_1-м слое должна иметь координаты (0, 0, N_1). Другими словами, из $\left(\frac{N}{N_1}\right)$ испытаний благоприятный исход будет иметь только одно испытание, т. е. вероятность события, состоящего в том, что «пустая» частица после N_1 шагов попадет в в точку $\vec{y}$, с координатами (0, 0, N_1) будет равна $\frac{1}{\left(\frac{N}{N_1}\right)} = \frac{N_1}{N}$.

За начало выхода «пустой» частицы принята точка (0, 0, 0). Переходная функция $P(n, \vec{u}, \vec{y}) = P(N_1, 0, \vec{y}_1)$ будет иметь значение

$$P(N_1, 0, \vec{y}_1) = \frac{N_1}{N}. \qquad (V.32)$$

Подставляя в соотношение (V.31) $n = N_1$; $\vec{u} = 0$; $\vec{y} = \vec{y}_1(0,\ 0,\ N_1)$, получим

$$\frac{N_1}{N} = 1 + q\frac{2N_1}{(2\pi)^3}\int_Q (k-3)\,d0 + \ldots +$$

$$+ q^{N_1}\frac{2^{N_1}}{(2\pi)^3}\int_Q (k-3)^{N_1}\,d0. \qquad (V.33)$$

Хотя вычисление интегралов в последнем выражении и не представляет особого труда, однако вручную для больших «n» процесс вычисления очень трудоемкий. Поэтому уравнение (V.33) решили на ЭВМ.

Из выражения (V.33) можно определить закон распределения вероятностей смещения кубиков в принятой модели для конкретно заданных N_1 и N, т. е. количество слоев в блоке (определяет размер кубика) и количество чистой руды (в кубиках), выпущенной до появления пустых пород. Величина N, как было указано ранее, определяется или из опыта (для одиночного отверстия), или из каких-либо соотношений, имеющихся в литературе по выпуску руды [1, 38—41].

Пусть расстояние от выпускного отверстия до монолитной стенки равно m (число кубиков). Если «пустота» находится внутри блока (в области B (см. рис. 38), то заполнение ее происходит по закону распределения вероятностей, определяемому из выражения (V.33). Если же «пустота» находится на границе блока Γ, то заполнение ее происходит согласно модели, изображенной на рис. 38. В этом случае с пустотой граничат шесть кубиков. Вероятности заполнения «пустоты» этими кубиками показаны на рис. 38.

Для определения влияния монолитной стенки на показатели извлечения руды (в терминах нашей модели — кубиков) составили программу для вычисления на ЭВМ.

Для определения показателей извлечения руды из отверстия, расположенного вблизи монолитной стенки, достаточно определить параметр i из опыта или какого-либо соотношения для выпуска руды из одиночного отверстия в безграничной среде и по этому параметру i и соотношению $\frac{m}{N_1}$ определяется соотношение $\frac{N_1^2}{N}$, где N_1 — число слоев в блоке, N — число кубиков с чистой рудой, выпущенных в данных условиях до появления пустых пород. Обработка результатов расчета сводилась к определению зависимости $\frac{N_1^2}{N} = \Phi\left(i,\ j,\ \frac{m}{N_1}\right)$ при одном (из трех) переменном параметре и двух постоянных.

Рассмотрим следующий случай. Пусть руда и пустые породы состоят из двух сортов частиц по гранулометрическому составу: 1) частицы сорта Q_1, включающие все крупные фракции, которые не могут проникать в зазоры между частицами, и 2) частицы сорта Q_2, включающие все мелкие фракции, которые могут проникать в зазоры между частицами сорта Q_1. Известно, что при выпуске руды частицы сорта Q_2 движутся к отверстию быстрее, чем частицы сорта Q_1. А раз так, то наши предположения относительно того, что пустые породы появляются вслед за кубиком, обозначенным на рис. 5, *б* жирными линиями, скорее всего окажутся неверными. Отсюда следует, что описанный нами ранее метод определения закона распределения вероятностей применим только в том случае, если руда и пустые породы содержат относительно немного мелочи. Другими словами,

если из опыта при таких условиях будет известно извлечение чистой руды (M кубиков) до появления пустых пород, то первоначальное положение последнего кубика будет находиться ниже кубика, обозначенного жирными линиями на рис. 5, *б*, но где именно, мы не знаем, поэтому поступим следующим образом.

Как и ранее, разобьем блок на элементарные кубики. Мысленно разделим по сортам Q_1 и Q_2 смесь и получим два частных случая: 1) блок состоит из частиц сорта Q_1 и 2) блок состоит из частиц сорта Q_2.

Если известно, какой процент в смеси содержится частиц того или иного сорта, то будет известна «цена» одного кубика в блоке с частицами сорта Q_1 и в блоке с частицами сорта Q_2. Под «ценой» понимается удельный вес кубика данного сорта; причем руда и пустые породы одного и того же сорта могут иметь различный удельный вес.

Из опыта известно, что чистой руды из отверстия (одиночного) выпущено $P\,m$, причем из них $P_1\,m$ сорта Q_1 и $P_2\,m$ сорта Q_2 ($P_1 + P_2 = P$). Тогда отношение $\left(\frac{P_1}{\gamma_{Q_1}}\right)$ определит число кубиков с чистой рудой, выпущенных в блоке с частицами сорта Q_1 (γ_{Q_1} — вес кубика в этом блоке), а отношение $\left(\frac{P_2}{\gamma_{Q_2}}\right)$ — число кубиков с чистой рудой, выпущенных в блоке с частицами сорта Q_2. Отдельно для этих случаев используем метод определения закона распределения вероятностей, описанный ранее. Очевидно, что если отношения $\left(\frac{P_1}{\gamma_{Q_1}}\right)$ и $\left(\frac{P_2}{\gamma_{Q_2}}\right)$ будут различны, то и законы распределения вероятностей для движения частиц сортов Q_1 и Q_2 будут различны.

Схема расчета показателей извлечения руды следующая:

1) определяем законы распределения вероятностей для частиц сортов Q_1 и Q_2;

2) устанавливаем процентное отношение в дозе частиц сорта Q_1 и сорта Q_2 (в *кг*), что легко определяется по гранулометрическому составу;

3) определяем число кубиков в данной дозе сорта Q_1 и сорта Q_2, пусть это будет соответственно m и n;

4) составив программу на ЭВМ на блоки с частицами сортов Q_1 и Q_2 и выпустив, допустим, в том и другом случае k доз, можем определить содержимое любой ячейки смешанного блока.

Например, взяли ячейку с координатами (i, j, k) и смотрим содержимое этой ячейки в блоках с частицами сорта Q_1 и сорта Q_2. Предположим, что в первом блоке в этой ячейке была чистая руда, а во втором блоке в той же ячейке — пустая порода. Следовательно, в истинном блоке (или блоке со смесью) в этой ячейке будет находиться рудная масса с содержанием полезного компонента, легко определимым. То же самое можно проделать и с любой другой ячейкой в истинном блоке.

Таким образом, в истинном блоке по мере извлечения руды можно следить за разубоживанием руды в любой части блока. Что касается определения качества извлеченной рудной массы, то здесь дело обстоит еще проще. В каждой дозе смотрим, сколько кубиков с пустой породой было извлечено с частицами сорта Q_1 (пусть это будет m_1) и сколько кубиков с пустой породой было извлечено из блока с частицами сорта Q_2 (пусть это будет n_1, а общее число кубиков в зоне блока известно и равно $m + n$). Следовательно, разу-

бонивание руды в дозе определяется из соотношения

$$R = \frac{m_1 + n_1}{m + n}.$$

Если в блоке имеются области отбитой руды с различной степенью разрыхления, то в этом случае при расчете по нашей схеме принципиальных затруднений не возникает.

Пусть мы имеем блок, в котором отбитая руда в левой части имеет коэффициент разрыхления k_{p_1}, а в правой имеет коэффициент разрыхления k_{p_2}. Допустим, что нам известно из опыта или из каких-либо эмпирических соотношений извлечение чистой руды из отверстия № 1 (слева, N кубиков) и из отверстия № 2 (справа, M кубиков). Здесь имеется в виду извлечение чистой руды из одиночного отверстия при плотности руды с k_{p_1} или k_{p_2}. Тогда при определении закона распределения вероятностей по уравнению (V.33) в левой части этого уравнения будем иметь для левой области отношение $\left(\frac{N_1}{N}\right)$, а для правой области — отношение $\left(\frac{N_1}{M}\right)$, т. е. для этих областей законы распределения вероятностей будут различны, когда $N \neq M$.

В программе на ЭВМ этот фактор очень легко учесть. Предположим, что мы извлекли кубик из отверстия № 1. Тогда траекторией пустой частицы, пока она находится в левой области, будет управлять закон распределения вероятностей, полученный из уравнения (V.33), в котором левая часть равна отношению $\left(\frac{N_1}{N}\right)$. Если же траектория пустой частицы в какой-либо момент попадет в правую область, то она будет управляться законом распределения вероятностей, полученным из уравнения (V.33), в котором левая часть равна отношению $\left(\frac{N_1}{M}\right)$. Это будет продолжаться до тех пор, пока пустая частица снова не выйдет в левую область или не достигнет пустых пород (черных кубиков).

Глава VI

Установление количества потерянных и разубоженных руд в Криворожском бассейне

§ 1. Установление количества потерянных руд в зонах обрушения

Потери руды по руднику установим наиболее достоверным способом — как разность между запасами руды и количеством руды, извлеченной за весь срок отработки месторождения. По такой методике определили количество руды, оставленной в зонах обрушения на рудниках им. Дзержинского и Ингулец с начала их эксплуатации до 1957—1960 гг. включительно. Уровень потерь на этих рудниках подтвержден практикой повторной разработки на рудниках Ингулец, им. К. Либкнехта и им. Кирова.

Шахта «Коммунар-Победа» рудника им. Дзержинского разрабатывает южную часть рудничного поля. Объем выработанного пространства в пределах шахтного поля подсчитан для периода с начала эксплуатации рудных залежей (1908 г.) до 1957 г. включительно. Границами подсчета по простиранию служили: на юге — маркшейдерская ось 16а (южный торец месторождения), на севере — граница поля шахты «Гигант». Границей шахты «Гигант» до гор. —100 *м* принята ось 72, ниже горизонта —160 *м* — ось 81, на этаже 100 — 100 *м* она перемещалась, занимая последовательно положение вдоль осей 72, 75 и 81.

Объем выработанного пространства подсчитан по методу вертикальных сечений, для чего использовали графические материалы маркшейдерского и геологического отделов шахты (разрезы вкрест простирания через 12,5 *м*). На разрезах оконтурена очистная выемка по годам, начиная с 1933 или 1934 г., а в иных случаях — с 1935 г. (рис. 39). Поэтому при подсчете площади выработанного пространства выемка руды до 1935 г. объединена на разрезах одним контуром.

Объемный вес руды определяли на основе количественного соотношения типов руд на рассматриваемом участке.

По данным маркшейдерского отдела шахты, мартитовые и гидрогематитомартитовые руды составляют примерно 90% запасов всех руд на этом участке, объемный вес этих руд 3,58 *т/м*³. Гидрогематитовые и глиноземистые руды имеют объемный вес 3,06—3,98 *т/м*³. В среднем объемный вес принят равным 3,55 *т/м*³.

Всего выработано в границах, указанных выше, по контурам годовых выемок 52 955 тыс. *т*, а по подсчету по общим контурам — 54 305 тыс. *т*.

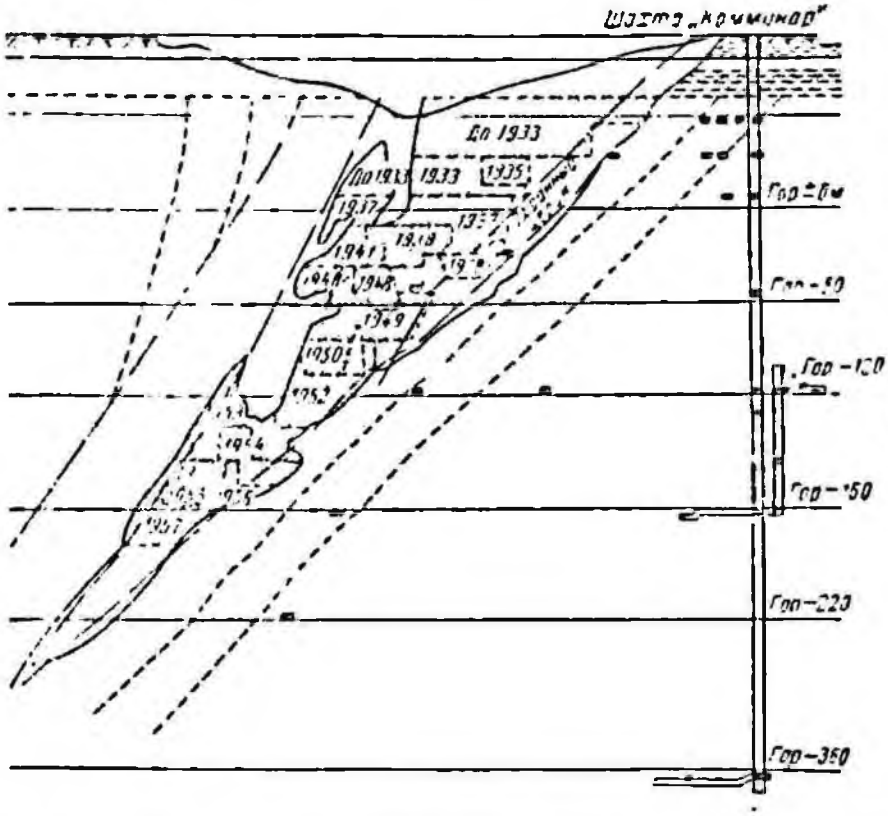


Рис. 39. Разрез по стволу шахты «Коммунар» с указанием выработанного пространства по годам

Включив 516 тыс. *т* руды, оставшейся в приконтактных зонах лежачего бока (глиноземистые руды), и 1000 тыс. *т* в охранном целике, получим общий объем в контурах выработанного пространства 55 821 тыс. *т*. Площадь определяли планиметром по 2—3 раза. Расхождение между независимыми подсчетами (по отдельным годам и в целом) составляет 1350 тыс. *т*, или 2,5%.

Количество потерянной руды определено как разность между запасами руды в пределах выработанного пространства и количеством руды, выданной из шахты. При этом учли пустые породы, которые попали в руду.

Количество пустых пород, выданных вместе с промышленной рудой на поверхность, определено по формулам (1.9).

На шахте «Коммунар-Победа» в разубоживании промышленной руды при ее добыче участвуют в основном включения пустых пород, содержание железа в которых колеблется от 35 до 45%, а также вмещающие и налегающие породы с содержанием железа 25—30%, в среднем 35%.

Средневзвешенное содержание железа в товарной руде за период с 1945 по 1957 г. составляет 54,9%. Среднее содержание железа в массиве определено по результатам опробования во всех ортах шахтного поля горизонтов —100, —160 и —220 *м* по формуле

$$A_з = \frac{\sum (C_{м.\,о} M)}{\sum M}, \%. \qquad (VI.1)$$

где M — мощность залежи по орту, *м*; $C_{м.\,о}$ — среднее содержание железа по орту, %.

Для указанных горизонтов $C_{м.о} = 57{,}8\%$.

Разубоживание равно

$$П = \frac{57{,}8 - 54{,}9}{57{,}8 - 35{,}0} 100 = 13\%.$$

Отнесем эту величину разубоживания и к периоду 1935—1941 гг., когда в основном применяли системы подэтажного обрушения. В добытую за период с 1935 по 1957 г. промышленную руду попало пустых пород 4163 тыс. *т*, промышленной руды за этот период выдано 27 857 тыс. *т*.

Потери промышленной руды в недрах за период 1935—1957 гг.:

с учетом охранного целика

$$\left(1 - \frac{27\,857}{44\,208}\right) 100 = 36{,}9\%,$$

без учета охранного целика

$$\left(1 - \frac{27\,857}{43\,208}\right) 100 = 35\%,$$

где 44 208 — общий объем руды в контурах выработанного пространства с 1935 по 1957 г. включительно, тыс. *т*.

Если считать, что за период с 1908 по 1935 г. добываемая руда почти не разубоживалась, то количество чистой руды, выданной за весь период эксплуатации, составит:

$$9222 + 27\,857 = 37\,079 \text{ тыс. } т.$$

Потери с начала эксплуатации

$$\left(1 - \frac{37\,079}{55\,821}\right) 100 = 34\%,$$

где 55 821 — общий объем руды в контурах выработанного пространства с 1908 по 1957 г. включительно, тыс. *т*. Общее количество потерянной чистой руды 19 млн. *т*.

Шахта «Гигант-Глубокая». Методика подсчета потерь в пределах шахтного поля шахты «Гигант» та же. Коэффициент разубоживания равен 17,45%. Потери промышленной руды в недрах за период 1935—1958 гг. составляют 37,1%. Потери руды за 1935—1958 гг. без учета потерь руды в охранном целике и неотбитой руды по лежачему боку составляют 32%. Потери руды за этот период с учетом неотбитой руды на лежачем боку составляют 33,2%. Потери с начала эксплуатации составляют 36,68%, а общее количество потерянной руды 28 млн. *т*.

Рудник Ингулец (шахта «Мюд» и № 10). Разубоживание равно 7,3%. Потери промышленной руды в недрах за период с 1929 по 1960 г. составляют с учетом потерь руды в охранном целике 41,5%, без учета потерь в охранном целике — 25,4%. Общее количество потерянной чистой руды равно 5 млн. *т*.

Следует особо подчеркнуть, что при подсчете количества потерянных руд не учитывалась руда, ошибочно списанная с балансовых запасов. С учетом этой руды потери на руднике им. Дзержинского по нашим подсчетам за период с начала разработки до 1959 г. включительно составляют 50% [12].

Эти расчеты подтверждаются данными Госгортехнадзора СССР и Госплана СССР. Так, горными предприятиями Криворожского бассейна по данным Госплана СССР за 1961—1965 гг. добыто 218,2 млн. *т* богатых железных руд, а списано за этот период 727 млн. *т*, в том числе как неподтвердившихся запасов из-за недостоверности результатов геологоразведочных работ 310 млн. *т*. Таким образом, фактические потери составляют 198,8 млн. *т* вместо 41,2 млн. *т* по отчетным данным, т. е. около 50% погашенных запасов.

Наши данные подтвердились при разработке потерянных и разубоженных руд открытым способом на руднике Ингулец.

При повторной разработке месторождения шахты «Визирка» открытым способом в 1964—1965 гг. выяснили, что потери руды в недрах при добыче руды подземным способом составили 45%. В настоящее время совместная разработка успешно ведется на шахте «Центральная». Потери руды по отдельным блокам при подземной добыче составили 24—73%.

Потери руды в недрах при подземной разработке на участках, вторично отработанных открытым способом, на шахте им. 50-летия газеты «Правда» (рудник им. К. Либкнехта) и на шахте «Северная» (рудник им. Кирова) равны по 29%.

Рудник им. К. Либкнехта. Потери руды при первичной подземной разработке на рудниках им. К. Либкнехта и им. Кирова приравниваем количеству чистой руды, добытой повторно открытым способом.

Количество чистой руды в рудной массе определяем по формуле

$$Q_ч = T_ф - T_р. \qquad (VI.2)$$

Коэффициент потерь руды при подземной разработке определяем как отношение $Q_ч$ к первоначальным запасам руды на участках, отработанных повторно открытым способом,

$$\eta = \frac{Q_ч}{Q_з} 100\%. \qquad (VI.3)$$

По данным рудника им. К. Либкнехта, при повторной разработке за период 1945—1966 гг. добыли 3915 тыс. *т* разубоженной руды с содержанием железа 43,45% и 75 тыс. *т* чистой руды с содержанием железа 53,33%. Всего добыто рудной массы 3990 тыс. *т* с содержанием железа 43,64%.

Первоначальные запасы руды на участках, подвергнутых повторной разработке, по данным М. Н. Пропина, составляли 4768 тыс. *т*. Содержание железа в массиве 61,5%, в разубоживающих породах —34,3%. Объемный вес руды 3,65 *т/м*³. Расстояние между разрезами 20 *м*. Количество доизвлеченной чистой руды и потери при первичной подземной разработке определим по формулам (VI.2) и (VI.3):

$$Q_ч = 3990 - 2617 = 1373{,}6 \text{ тыс. } т;$$

$$\eta = \frac{1373}{4768} 100 = 29\%.$$

Таким образом, потери руды в недрах на шахте им. 50-летия газеты «Правда» составили 29%.

Рудник им. Кирова. За время повторной разработки карьером добыто 295,8 тыс. *т* товарной руды с содержанием железа 50,64% и 928,7 тыс. *т* разубоженной руды с содержанием железа 46,36%. Всего добыто рудной массы 1224,5 тыс. *т* с содержанием железа 47,39%.

В контурах карьера первоначальных запасов руды, по данным М. Н. Пропина, 3025,8 тыс. *т* с содержанием железа в массиве 54%. Содержание железа во вмещающих и покрывающих породах 31,6%. Объемный вес руды 3,6 *т/м*³. Расстояние между маркшейдерскими разрезами 20 *м*.

Количество доизвлеченной чистой руды при повторной разработке, определенное по формуле (IV.2), составляет

$$1224{,}5 - 361{,}5 = 863 \text{ тыс. } т.$$

Потери руды, допущенные при первоначальной подземной разработке, составляют из выражения (VI.3)

$$\eta = \frac{863}{3025{,}8} 100 = 28{,}5\%.$$

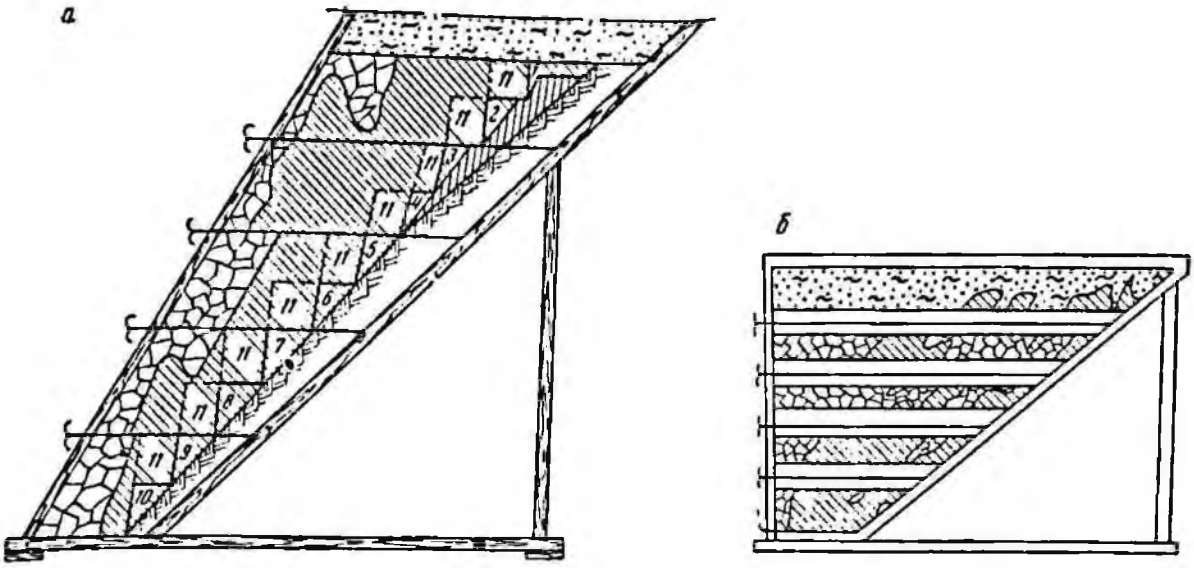


Рис. 40. Модели многоэтажной разработки месторождений:

а — для шахты «Коммунар»; б — для шахты «Гигант»; 1—10 — руда, оставленная на лежачем боку при системе подэтажного обрушения; 11 — дополнительный объем руды, извлекаемый при системе подэтажного обрушения

Содержание металла в разубоженной руде, распределение ее в выработанном пространстве, количество руды, оставленной на лежачем боку, и общее количество разубоженных руд определили с учетом данных лабораторных опытов.

§ 2. Установление количества разубоженных руд

Распределение потерянных руд в зоне обрушения. Количество потерянных руд в зоне обрушения довольно точно подсчитывается по маркшейдерской документации шахт, определить же количество разубоженных руд очень сложно. Для этого необходимо знать распределение потерянных руд в зоне обрушения, т. е. определить, какая часть их осталась на лежачем боку неразубоженной и какая часть перемешалась с вмещающими породами. Кроме того, надо знать содержание железа во вмещающих породах и разубоженной руде.

Для изучения распределения потерянных руд в зоне обрушения на модели воспроизвели отработку всего месторождения по наиболее характерным геологическим разрезам. Исследование проводили для шахт «Коммунар» и «Гигант» рудника им. Дзержинского, шахты «Северная» рудника им. Кирова и шахты «Центральная» рудника Ингулец на двух моделях (рис. 40).

Модель, выполненная по разрезу месторождения шахты «Коммунар» (ось 36), состояла из пяти деревянных боксов, каждый из которых имитировал этаж. В каждом боксе-этаже лежачий бок месторождения представлял деревянную доску, установленную под углом, равным углу падения залежи 55° (см. рис. 39 и 40, *а*).

В первом и втором боксах установили охранные целики, оставленные на шахте для предохранения ствола шахты «Коммунар». Стенки лежачего бока модели оклеивали кварцем. Ви-

сячий бок модели имитировали разрыхленной породой.

Стеклянная стенка позволила наблюдать за процессом выпуска и размещением теряемой руды в выработанном пространстве, а также за движением разубоживающих пород.

Днище каждого этажа было изготовлено из листового железа толщиной 2 *мм* и представляло собой заслонку шириной 11,9 *см* в свету и 12,5 *см* вчерне. В днище просверлены выпускные отверстия диаметром 0,5 *см*, расположенные через 1 *см*. Для регулирования выпуска руды над днищем располагали такую же металлическую заслонку, но без отверстий. Однако при передвижении заслонки по днищу между заслонкой и днищем попадал кварц, который затруднял дальнейшее регулирование и выпуск руды, кроме того, искажалась картина выпуска. Поэтому в дальнейшем днище снаружи заклеивали бумагой. Выпускные отверстия вскрывали деревянной палочкой. Число выпускных отверстий зависело от мощности рудного тела и колебалось в пределах от 50 до 336.

Разрыхленная руда представлена кварцем, окрашенным в черный цвет. Гранулометрический состав ее изменялся в пределах 0,1—2 *мм*. Боковые породы лежачего и висячего боков представляли белым кварцем крупностью 2—3 *мм* или засыпали кварц, смешанный с дробью крупностью 3 *мм*. Опыты проводили при различных условиях: изменяли гранулометрический состав руды и влажность или изменяли гранулометрический состав боковых пород.

У первой модели стенка со стороны висячего бока была расположена под углом 75°, поэтому она препятствовала нормальному развитию зоны обрушения.

Вторая модель рассчитана на подэтажный выпуск руды. Последовательность проведения опытов рассмотрена на примере шахты «Гигант» (разрез 81). Угол падения залежи 40°. На лист ватмана наносили контур рудного тела по определенному разрезу и вырезали шаблон контура в целом и по этажам.

На переднюю стеклянную стенку каждого подэтажа накладывали шаблон и контуры обводили мелом. Днище снаружи заклеивали папиросной бумагой. Руду, необходимую для зарядки подэтажа, взвешивали. Породу не взвешивали.

Подэтажи-боксы заряжали следующим образом. Кварц определенной фракции засыпали в модель частями, строго по контурам шаблона. Чтобы была хорошая видимость движения частиц при выпуске через определенные и равные промежутки наносили полоски мела. Каждый из пяти подэтажей заряжали отдельно. Далее модель комплектовали соответственно разрезу: подэтаж устанавливали на подэтаж и скрепляли в шпунт. Собранную модель фотографировали. Контуры рудного тела калькировали.

При выпуске руды подэтаж устанавливали на подставку. Подставка состояла из доски, установленной под углом, равным углу падения месторождения, по разрезу которого выполнена модель.

По горизонтали прибиты две планки, которые снизу и по бокам удерживали подэтаж. На планки устанавливали днище подэтажа. Днище попадало в свободное пространство между планками. Руду выпускали по панелям, на которые разбивали подэтаж. В зависимости от контура рудного тела в подэтаже было от

2-х до 8 панелей. Выпуск производили от лежачего к висячему боку. Выпускные отверстия каждой панели вскрывали деревянной палочкой.

После окончания выпуска и во время выпуска процесс истечения фотографировали, в конце выпуска зарисовывали контуры руды, потерянной на лежачем боку, и размещение разубоженных руд в подэтаже.

Рудную массу первого этажа разделяли на ситах на руду чистую и породу. Чистую руду, выпущенную до начала разубоживания, и руду, отсеянную от рудной массы, взвешивали и замеряли мензуркой. Выпущенную породу также замеряли мензуркой.

После выпуска руды из первого подэтажа его устанавливали на второй, днище первого подэтажа вынимали и вышерасположенная разубоженная руда размещалась на руде второго подэтажа. Затем под отработанные первый и второй подэтажи подставляли третий подэтаж. Таким образом моделировали отработку всех пяти подэтажей.

Для определения среднего содержания железа в разубоженных рудах после окончания выпуска дополнительно выпускали рудную массу дозами в 200 *г* по всему выемочному полю через равные промежутки выпускных отверстий. Рудную массу тщательно обрабатывали методом рассева и определяли среднее содержание железа в разубоженных рудах подэтажа, а также изменение содержания железа от лежачего к висячему боку.

При отработке нескольких этажей или подэтажей системой с массовым обрушением руды потерянная чистая руда располагается непосредственно на лежачем боку. Кроме потерянной чистой руды в виде треугольников оставшаяся на лежачем боку при выпуске чистая руда может оставаться и в виде полос, если рудное тело имеет сложную форму залегания.

Оставшиеся полосы чистой руды, находящиеся в выемочном поле, и часть треугольников руды на лежачем боку, двигаясь вместе с пустой породой, перемешиваются с ней, образуя зону разубоженных руд с максимальным содержанием железа в них.

Количество оставленной чистой руды слагается из треугольников руды, зависших на лежачем боку месторождения, и гребней руды между выпускными отверстиями.

Величина потерь чистой руды зависит от параметров систем разработки, контура рудного тела, влажности и угла падения.

После выпуска руды из подэтажа или этажа площадь потерянных чистых руд калькировали и подсчитывали по миллиметровке.

Общие потери разделяли по видам потерь на потери руды в целике, потери руды, зависшей на лежачем боку, потери на гребнях выпускных воронок.

Условия проведения опытов и результаты их сведены в табл. 12. Общие потери руды $П$ по месторождению слагаются из потерь руды на гребнях воронок $П_{гр}$ и руды, оставленной на лежачем боку $П_{л.б}$. Кроме того, подсчитаны потери руды, присущие применяемой системе разработок $П_{с.р}$. Эти потери определены как отношение количества потерянной руды на гребнях воронок к запасам руды в месторождении без учета запасов руды в треугольниках лежачего бока.

По формуле (IV.30) определены показатели сыпучести руды $P_м$ в лабораторных условиях. Умножением

Таблица 12

№ опыта	Условия проведения лабораторных опытов: руда — крупность, мм	руда — влажность, %	крупность вмещающих пород — висячего бока, мм	крупность вмещающих пород — лежачего бока, мм	Показатели извлечения руды: $И_{л.б}$	$И_{гр}$	$И_{л.б}+И_{гр}$	R	$\frac{И_{л.б}}{И}\cdot 100$	$И_{с.г}$	Показатель сыпучести руды: $P_м$, мм	$P_н$, м
Рудник им. Дзержинского, шахта «Коммунар-Победа», система этажного обрушения, $M=1:500$												
1, 2	0,1—1,5	—	2 (дробь)	3	32,1	10,4	42,5	16,4	—	15,4	0,7	0,35
3	3 (дробь)	—	1,5—2	2	—	—	—	—	—	—	—	—
Там же, система подэтажного обрушения, $M=1:250$												
4	0,1—1,5	6	2	3	25	25	50	—	50	30	1,45	0,36
5, 6	2	—	3	3	21	14,5	35,5	—	59	18,2	—	—
Рудник им. Дзержинского, ось 81, система подэтажного обрушения, $M=1:200$												
7,8	0,1—1,5	—	2	3	16,9	20,1	37	11,3	45,7	24,3	1,53	0,31
9	1,5	—	2	3	11,8	11,4	23,2	16,4	51,5	12,65	2,94	0,59
10	1,5	2—3	2	3	13,3	7,3	20,6	16,3	65	7,7	4,83	0,96
11	1,5	6	2	3	16,2	11,5	27,7	16,9	59,9	13,3	2,79	0,56
12	2	8	3	3 (дробь)	13,4	15,6	29	17,8	46	16,8	2,21	0,44
Рудник Ингулец, шахта «Центральная», ось 7, $M=1:175$												
13	1,5	—	3	3	9,9	10,8	20,7	11,3	47,2	11,9	3,12	0,55
14	1,5	—	3	3	11,4	8,9	20,3	11,5	56,2	10	3,72	0,65
15	1,5	4—5	—	—	17,9	10,7	28,6	13	62,5	13,4	2,77	0,49
16	1,5	4—5	—	—	18,2	10,2	28,4	14,4	64,2	12,4	2,99	0,52
Рудник им. Кирова, шахта «Северная», ось 0, $M=1:175$												
17	1,5	—	2	3	23,8	9	32,8	14,4	72,4	12,3	3,02	0,53
18	1,5	—	2	3	24,4	6,9	31,3	15,3	78	10	3,72	0,65
19	1,5	3—4	2	3	18,9	11,4	30,3	16,3	63	14,3	2,6	0,46
20	1,5	3—4	2	3	20,6	10,4	31	16,5	67	13	2,86	0,5

на геометрический масштаб моделирования определили показатель сыпучести для производственных условий $P_н$.

Показатель сыпучести руды для шахт «Коммунар» и «Центральная» равен 0,32 *м*, для шахты «Гигант» 0,37—0,435 *м*, для шахты «Северная» — 0,525 *м*. Сопоставив эти данные с величиной $P_н$, видно, что наибольшее подобие модели и натуры достигнуто в опытах № 1, 2, 4, 11, 12, 15, 16, 17, 19, 20.

Потери руды в этих опытах практически совпадают с расчетами потерь руды на основании производственных данных, описанных ниже. Это свидетельствует о возможности создания условия подобия модели и натуры.

На основании лабораторных опытов определили, что около половины потерянной руды осталась неразубоженной на лежачем боку месторождения, другая половина руды смешалась с вмещающими породами. Качество и количество разубоженных руд определено ниже.

Определение качества разубоженных руд. При определении количества разубоженных руд, находящихся в зоне обрушения шахт, исходили из следующего равенства:

$$T_ф = \frac{Q_ч (C_м - C_п)}{(C_р - C_п)}, \ m, \qquad (VI.4)$$

где $T_ф$ — количество разубоженных руд, находящихся в зоне обрушения шахты, m; $Q_ч$ — количество чистых руд, перемешанных с вмещающими породами, m; $C_м$ — содержание железа в массиве (в чистой руде), %; $C_п$ — содержание железа во вмещающих породах, %; $C_р$ — содержание железа в разубоженных рудах, %.

Содержание железа в разубоженных породах определено на основе лабораторных опытов методом рассева проб разубоженной массы, взятой из блока, после окончания выпуска руды. По каждому блоку взято от 45 до 55 проб. После рассева каждой пробы и расчетов по определению качества получены динамические ряды, характеризующие изменение качества в зависимости от увеличения глубины разработки и удаления разубоженной массы от лежачего бока залежи.

Экспериментальные данные обрабатывали методом наименьших квадратов с привлечением элемента корреляционного анализа, метода парного коррелирования.

Определяли влияние удаления разубоженной массы от лежачего бока залежи и увеличения глубины разработки на качество разубоженной массы.

При аналитической обработке динамических рядов с целью определения изменения качества разубоженной руды в зависимости от удаления ее от лежачего бока залежи установлено, что динамические ряды колеблются в сторону уменьшения содержания железа в разубоженной руде с удалением ее от лежачего к висячему боку рудного тела. Графики, построенные по экспериментальным данным, имели вид ломаной кривой. Математическая проверка показала, что полученная кривая довольно точно описывается уравнением гиперболы

$$y(z) = a_0 + \frac{a_1}{z}, \qquad (VI.5)$$

где $y(z)$ — соответствует содержанию железа в разубоженной руде, %; a_0 и a_1 — численные коэффициенты, подлежащие определению; z — расстояние от лежачего бока залежи до точки замера, $м$.

Путем решения системы нормальных уравнений были определены параметры a_0 и a_1:

для шахты «Центральная» $a_0 = 41{,}038$ и $a_1 = 0{,}32$, для шахты «Северная» $a_0 = 45{,}57$ и $a_1 = 0{,}03$ и для шахты «Гигант» $a_0 = 42{,}308$ и $a_1 = 0{,}179$.

Мера влияния факторнального признака z на результативный y определялась корреляционным отношением η.

Для исследуемых шахт корреляционное отношение соответственно равно 0,75; 0,99; 0,94.

Высокое значение корреляционного отношения η указывает на то, что исследуемая зависимость обоснована, закономерна и оказывает существенное влияние на изменение качества разубоженной руды. С уда-

лением разубоженной массы от лежачего бока содержание железа в ней уменьшается.

Исследование и аналитическая обработка динамических рядов с целью определения изменения качества разубоженной руды в зависимости от увеличения глубины разработки позволили установить, что изменение динамического ряда происходит в направлении увеличения содержания железа с возрастанием глубины разработки залежи. Графики, построенные по лабораторным данным, описывались уравнением прямой

$$y(x) = a_0 + a_1 x, \qquad (VI.6)$$

где x — глубина разработки, *м*.

Для шахты «Центральная» $a_0 = 31.02$ и $a_1 = 0.06$, для шахты «Северная» $a_0 = 39.98$ и $a_1 = 0.012$ и для шахты «Гигант» $a_0 = 42,180$ и $a_1 = 0.019$.

Теснота связи между результативным признаком (качеством разубоженной массы) и факториальным (глубиной разработки) определялась линейным коэффициентом корреляции r. Для исследуемых шахт коэффициент корреляции соответственно равен 0,93; 0,82; 0,83.

Полученные парные коэффициенты корреляции рассматриваемых факторов показывают, что влияние глубины разработки на изменение качества разубоженной руды имеет существенное значение — с увеличением глубины разработки содержание железа в разубоженной руде увеличивается.

Среднее содержание Fe в разубоженных рудах в пределах выработанного пространства рудников Нигулец, им. Дзержинского и им. Кирова соответственно составляет 41, 42 и 45%.

Определение количества разубоженных руд. Для определения общего количества разубоженных руд в зоне обрушения среднее содержание железа в них принято 43%, что соответствует содержанию железа в разубоженной руде, поступающей на пришахтную обогатительную фабрику. Эта величина подтверждена и лабораторными опытами. Всего на руднике им. Дзержинского в зоне обрушения до 1958 г. оставлено 47 млн. *т* чистой руды, в том числе 5 млн. *т* руды в охранных целиках на верхних отработанных горизонтах. На основании моделирования приняли, что кроме околоствольных целиков на лежачем боку осталось чистой неразубоженной руды 21 млн. *т*, т. е. 50% всей потерянной руды. Остальные 21 млн. *т* руды, смешавшись с вмещающими породами, содержащими железа около 35%, образовали 60 млн. *т* разубоженной руды (при среднем содержании железа в ней 43%). Количество разубоженных руд, находящихся в полях шахт «Саксагань» и «Северная», равно 15 млн. *т*. Тогда общее количество разубоженных руд на руднике им. Дзержинского составит 75 млн. *т*. Примем количество разубоженных руд в Криворожском бассейне пропорционально добытой руде на руднике им. Дзержинского.

Примем удельный вес рудника им. Дзержинского за этот период в среднем 25%. Тогда общее количество разубоженных руд в Криворожском бассейне будет в 4 раза больше, чем на руднике им. Дзержинского. Следовательно, в Криворожском бассейне к 1958 г. в зоне обрушения накопилось не менее 300 млн. *т* разубоженных руд с содержанием железа 43% и около 100 млн. *т* чистых руд.

За период 1959—1970 гг. в среднем в бассейне добывали 40 млн. *т* руды в год. Общая добыча за последние 12 лет составила 480 млн. *т*.

Примем средний уровень потерь руды, как и для рудника им. Дзержинского, 34%. Следовательно, потери руды за этот период равны 160 млн. *т*. Из них 80 млн. *т* руды осталось чистой, а остальная потерянная руда смешалась с породой, образовав 240 млн. *т* разубоженных руд. Следовательно, общее количество чистых и разубоженных руд в зонах обрушения рудников Криворожского бассейна превышает 700 млн. *т*.

Отметим, что количество разубоженных руд определялось только от величины погашенных запасов. В недрах оставлено значительное количество ошибочно списанных руд и богатых руд из-за высокого браковочного предела по железу (55—56% до 1940 г.). С учетом этой руды количество чистых и разубоженных руд в Криворожском бассейне достигает 1 млрд. *т*.

Глава VII

Отечественная и зарубежная практика повторной и совместной разработки рудных месторождений

§ 1. Общие сведения [1]

В последнюю четверть века в мировой горнорудной практике уделяется все возрастающее внимание способам разработки месторождений полезных ископаемых, которые заключаются в совместном или повторном выполнении открытых и подземных горных работ в пределах одного карьерного поля. Эти способы характеризуются следующими вариантами:

1) совместная отработка, при которой верхняя часть месторождения до определенной технико-экономически обоснованной глубины отрабатывается открытым способом, нижняя часть — подземным; горные работы в обеих частях ведутся одновременно;

2) комбинированная разработка — первоначальная отработка верхней части месторождения открытыми работами и после их окончания переход на подземные работы;

3) повторная разработка месторождения после ее отработки подземными работами, при этом могут быть случаи:

а) подземной повторной разработки;

б) открытой повторной разработки.

Подземные работы под участком повторной разработки можно прекратить или вести на нижних горизонтах.

Открытая повторная разработка позволяет извлекать запасы руды, оставленной в недрах по техническим (тектонические нарушения, обводненность, пожары и т. п.) или экономическим (изменение бортового содержания металла в руде, изменение цены на металл, разработка более экономичных технологических схем переработки руды на заводах и т. п.) причинам. Кроме того, она увеличивает полноту выемки геологических запасов, снижает затраты на единицу добываемой продукции, сокращает объемы и сроки окупаемости капитальных затрат, повышает безопасность труда.

Сравнительная эффективность открытой повторной и подземной разработок по некоторым рудникам цветной металлургии, согласно данным С. Л. Шашурина и Н. Н. Аристова, характеризуется показателями, приведенными в табл. 13 [2].

Наряду с отмеченными выше положительными сторонами открытая повторная и совместная разработка имеет ряд трудностей, связанных, в пер-

[1] § 1 и 4 главы VII и § 3 главы X написаны совместно с Н. Ф. Бородиным.

Таблица 13

Рудник	Добываемая руда	Достигнутые показатели в сравнении с подземной разработкой, %	
		снижение себестоимости добычи	увеличение производительности труда по руде
Балейский	Золотая	120	800
Блявинский	Медная	200	2000
Зыряновский	Полиметаллическая	140	600
«Каула»	Никелевая	130	400
Лениногорский	Полиметаллическая	220	850
Никитовский	Ртутная	130	1600
Старо-Сибайский	Медная	200	900
Хайдарканский	Полиметаллическая	210	1800
Чардоякский	Оловянная	220	450
Шелепский	Никелевая	200	1000

вую очередь, с обеспечением безопасности (разведка и погашение пустот; укрепление бортов карьера в зонах, нарушенных подземными работами; увязка работы вентиляционных служб карьеров и шахт; сложность буровзрывных работ, особенно в районах отказавших и неликвидированных при подземных работах зарядов ВВ, и т. п.). Особую трудность при этом представляет отработка месторождений, руды и вмещающие породы которых склонны к самовозгоранию.

В 1965 г. в Советском Союзе открытой и подземной повторной разработкой добывали около 60% ртутной, более 12% свинцовой, 10% цинковой, 30% никелевой руд, значительное количество золота, олова, редких металлов и железа [2]. Аналогичное положение имеет место и в зарубежной горной практике. По мере дальнейшего развития техники и технологии горных и перерабатывающих предприятий объемы открытой и подземной повторной разработки можно значительно увеличить.

Классификация запасов руд цветных и редких металлов для повторной разработки (по количеству, качеству, условиям залегания, физическому состоянию рудного массива) впервые осуществлена С. Л. Шашуриным [2].

В табл. 14 приведена классификация запасов для повторной разработки по физическому состоянию рудного массива. Как видно из этой таблицы, в практике открытой повторной разработки наиболее распространенной является отработка запасов классов II и III.

Опыт советских и зарубежных горных предприятий показывает, что при четко разработанной технологии ведения горных работ и мероприятий по технике безопасности открытая повторная и совместная разработка месторождений может быть успешно осуществлена. Для этого необходимо:

организовать разведку месторождения и контуров подземных пустот от старых горных работ, что осуществляется путем анализа имеющихся маркшейдерских материалов, бурением разведочных скважин в опасных участках или равномерно по всей отрабатываемой площади, применением геофизических методов.

Наиболее распространенной и надежной в настоящее время остается разведка пустот методом бурения скважин. Геофизические методы при комбинированном способе разработ-

Таблица 14

Класс	Рудное тело	Типичные рудники
I	Обрушенные рудные массивы	«Крейтон», Ачисайский, «Альтенберг»
II	Подработанные подземными очистными работами рудные тела, рудные массивы и блоки	Норильский, «Каула», «Багдад», «Рей», Салаирский, Блявинский, Балейский, Хайдарканский, западная часть Никитовского, Чардоякский
III	Нарушенные старыми очистными выработками рудные тела	Никитовский, Хапчерангинский, Тасеевский, «Клеркедорп», Хрустальненский, Кодаинский
IV	Не нарушенные очистными работами рудные тела и блоки, целики, апофизы	Отдельные рудные тела Никитовского, Хайдарканского рудников, Миргалимсайский, Джезказганский
V	Рудная закладка	Садонский, отдельные рудные тела Никитовского
VI	Смешанные	«Натиньо», «Бьют», Мелентьевский

ки фактически не вышли из рамок экспериментальных работ. Звукометрический метод все больше применяют при контроле за развитием пустот и определения степени трещиноватости горных массивов;

погасить разведанные подземные пустоты и воронки провалов до подхода к ним открытыми горными работами на минимально допустимое расстояние, что обычно осуществляется буровзрывным способом и реже закладкой. При этом в качестве материала для закладки применяют сыпучие с добавкой вяжущих. Наиболее распространенными для закладки сыпучими материалами являются вскрышные породы (в отдельных случаях требуют дополнительного механического дробления), пески, песчано-гравийные смеси, щебень, хвосты перерабатывающих заводов. Эти материалы подают в сухом или влажном (гидравлическая закладка) виде. В качестве вяжущих для приготовления бетонной закладки используют цемент, гранулированные доменные шлаки, золу тепловых электростанций и т. п.;

герметизировать подземные горные выработки от карьера, что вызывается требованиями системы вентиляции и необходимостью предотвращения попадания продуктов взрыва и других газов из карьера в подземные работы и наоборот;

разработать инженерные мероприятия для укрепления бортов карьера в зонах, нарушенных подземными горными работами, а также при необходимости выположить угол откоса борта на таких участках;

исходя из экономических факторов, уровня потерь и разубоживания руды определить оптимальную высоту уступа и параметры горнотранспортного оборудования при выемке рудных зон, нарушенных подземными горными работами.

§ 2. Открытая повторная разработка

Практика работы рудников «Каула», Блявинского, Старо-Сибаевского, Шелепинского, Хайдарканского и Кадамджайского подробно описана в первом издании книги [1]. На этих рудниках открытая повторная разработка завершена. Здесь будет описана практика наиболее крупных действующих рудников.

Норильский горнометаллургический комбинат. *Общие сведения* [1]. Сырьевой базой Норильского горнометаллургического комбината им. А. П. Завенягина является группа месторождений Норильского рудного района, расположенных в Дудинском районе Таймырского национального округа Красноярского края.

До 1959 г. в районе были выявлены и в различной степени разведаны месторождения «Норильск I», Черногорское, «Норильск II», Горазубовское, из которых промышленное значение имеет только одно месторождение «Норильск I».

В 1960 г. было обнаружено новое месторождение Талнахское, расположенное в 20 *км* от Норильска. Уже первые скважины пересекли богатые руды и привлекли внимание к месторождению, которое стало интенсивно разведываться. В последующем было выявлено еще одно месторождение — Октябрьское, непосредственно примыкающее к Талнахскому. Уникальные по запасам и качеству руд, Талнахское и Октябрьское месторождения стали базой для дальнейшего развития Норильского комбината.

Таким образом, в настоящее время рудная база комбината представлена двумя крупнейшими месторождениями и значительно уступающим им как по запасам, так и по качеству руд месторождением «Норильск I».

Вместе с тем месторождение «Норильск I» интенсивно разрабатывается двумя предприятиями — карьером «Медвежий ручей» и рудником «Заполярный», тогда как Талнахское месторождение находится в начальной стадии освоения, а к освоению Октябрьского месторождения еще, по существу, не приступили.

Добыча руды на руднике «Маяк» (Талнахское месторождение) не достигает 10% добычи месторождения «Норильск I».

Поэтому объектом изучения явился карьер «Медвежий ручей» — самое крупное горное предприятие в Норильске и один из крупнейших карьеров в цветной металлургии СССР.

Основным типом руд месторождения «Норильск I», эксплуатируемого карьером «Медвежий ручей», являются сульфидные медно-никелевые вкрапленные руды в габбро-диабазах. Эти руды не имеют четких контуров и границы промышленного оруденения определяются в соответствии с установленными кондициями на основании результатов опробования. Выделенное таким образом рудное тело имеет пластообразную форму, мощность его колеблется от 1 до 50 *м*.

Месторождение «Норильск I» разделено на северную и южную части.

Объектом эксплуатации в настоящее время и в перспективе ближайших 25—30 лет является только северная часть и сравнительно небольшой участок южной части, прирезанный к полю рудника «Заполярный».

Северная часть разбита на три поля: карьер «Медвежий ручей», карьер «Угольный ручей» (запасы исчерпаны почти полностью), подземный рудник «Заполярный».

В соответствии с перспективным планом развития добычи руды запасы в контуре карьера «Медвежий ручей» позволяют вести эксплуатацию его до 1988 г. включительно.

Вкрапленные сульфидные медно-никелевые руды, разрабатываемые карьером, характеризуются сравнительно невысоким содержанием меди

[1] Написано совместно с Н. П. Крестниковой.

и никеля; в рудах содержатся, кроме того, платиноиды и кобальт.

В числе извлекаемых металлов следует также назвать золото, серебро, селен и теллур.

Сумма ценностей, извлекаемых из 1 *т* вкрапленной руды в результате обогащения и металлургического передела, около 18 руб., что в 8—15 раз ниже, чем сумма ценностей, извлекаемых из 1 *т* богатых руд Талнахского и Октябрьского месторождений.

Темпы роста добычи горной массы характеризуются данными, приведенными в табл. 15.

Годовой режим работы карьера по добыче руды и на вскрышных работах непрерывный. Суточный режим работы — трехсменный. Продолжительность смены 8 ч. Система разработки транспортная. Экскавация осуществляется экскаваторами цикличного действия ЭКГ-4, ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8.

Бурение производится в основном станками шарошечного бурения БАШ-250. Частично сохранились станки канатно-ударного и ударно-вращательного бурения.

Транспортирование горной массы производится автомобильным и железнодорожным транспортом. Руда доставляется на обогатительную фабрику автосамосвалами, вскрышные породы транспортируются в отвалы с помощью автомобильного и электрофицированного железнодорожного транспорта.

На вывозке руды и породы используют автосамосвалы МАЗ-525 (грузоподъемностью 25 *т*) и частично БелАЗ-548 (грузоподъемностью 40 *т*).

Железнодорожные перевозки осуществляются в основном электровозами 21Е и частично IVКП-1. Порода вывозится в думпкарах грузоподъемностью 50, 95 и 100 *т*.

Автомобильный и железнодорожный транспорт организационно в состав карьера не входит и выделен в самостоятельные участки, подчиненные непосредственно комбинату.

Разработка рекомендаций по увеличению эффективности производства, связанных с обновлением основных производственных фондов, должна увязываться с перспективами развития карьера «Медвежий ручей». Это особенно важно в связи с открытием и вовлечением в разработку богатых руд Талнахского и Октябрьского месторождений.

Развитие работ на карьере «Медвежий ручей», рассмотренное в ряде технико-экономических докладов, в том числе в докладе института Гипроникель, представляется следующим образом. Проектная производительность карьера снижается и с 1987 г. карьер постепенно погасит горные работы.

Ликвидируется отставание в развитии железнодорожного транспорта, удельный вес которого должен дойти до 98% на перевозке вскрышных пород и до 85% — на перевозке горной массы. Доставлять руду на фабрику в отличие от проектного решения предполагается продолжать автомобильным транспортом.

Таблица 15

Год	Темпы роста, %	Темпы роста добычи руды, %
1960	100	100
1961	114,5	120
1962	127,5	134
1963	134,5	149
1964	149	144
1965	165	159
1966	166,5	166
1967	164	162

Ударно-канатный способ бурения должен быть ликвидирован и полностью заменен шарошечным. В связи с этим в 1971—1975 гг. предстоит осуществить капитальные вложения для развития путевого хозяйства ж.-д. транспорта и для завершения строительства объектов ремонтного хозяйства (для ремонта горнотранспортного оборудования). Кроме того, следует завершить обновление парка буровых станков, а также перейти с автомобилей-самосвалов МАЗ-525 на более современные и большей грузоподъемности самосвалы БелАЗ-548.

Что касается парка основного экскаваторного и транспортного оборудования, то он какого-либо пополнения по проработкам института Гипроникель не требует. Предполагается завершить эксплуатацию карьера в основном на том оборудовании, которое имеется в настоящее время, тем более, что уже в пределах ближайшего десятилетия объем горных работ должен резко снизиться.

Рассмотрение перспектив развития карьера «Медвежий ручей» позволило сделать следующие выводы, касающиеся данной работы:

1. Карьер будет находиться в эксплуатации достаточно длительный период времени — более 20 лет, в том числе 10 лет с высокой мощностью по добыче руды и выемке горной массы.

2. Учитывая достаточно длительные сроки эксплуатации карьера и его высокую мощность, увеличение эффективности производства на карьере будет иметь важные экономические последствия для работы НГМК.

3. Снижение роли карьера «Медвежий ручей» как сырьевой базы НГМК в связи с открытием богатых руд Талнахского и Октябрьского месторождений ограничивает приток новых капитальных вложений в развитие карьера.

В связи с этим возрастает роль внутренних резервов повышения эффективности производства, главным образом за счет коренного улучшения организации производственного процесса, более эффективного использования имеющихся основных производственных фондов.

Технология совместной и повторной разработки. Верхняя часть месторождения представлена массивом бедных вкрапленных руд, нижняя часть — богатыми сульфидными жилами и линзами (рис. 41, *а*). Мощность массива вкрапленных руд колеблется от 6 до 90 *м*, а жильных — от 8 *см* до 10 *м*. Жилы залегают на глубине 200 *м* и более. Мощность наносов 5 *м*. Как налегающая толща, так и вкрапленные руды представлены весьма крепкими породами (главным образом габбро-диабазами).

Так как разница в содержании металлов во вкрапленных и жильных рудах очень большая, то месторождение разрабатывали в две стадии: вначале отработали подземным способом жильные руды, а затем начали разрабатывать вкрапленные руды открытым способом (рис. 41, *б*).

Северную часть трех полей отрабатывают подземным рудником «Таймырский» и карьером «Угольный ручей», южную часть залежи разрабатывают подземным рудником «Заполярный» и карьером «Медвежий ручей».

Жилы разрабатывали камерно-столбовой системой с оставлением междукамерных целиков шириной 4—5 *м* и ленточных целиков шириной 5—6 *м*. Ширина камер 11—15 *м*, высота выработанного пространства 1,5—10 *м* и более. По проекту выработанное пространство после отработки

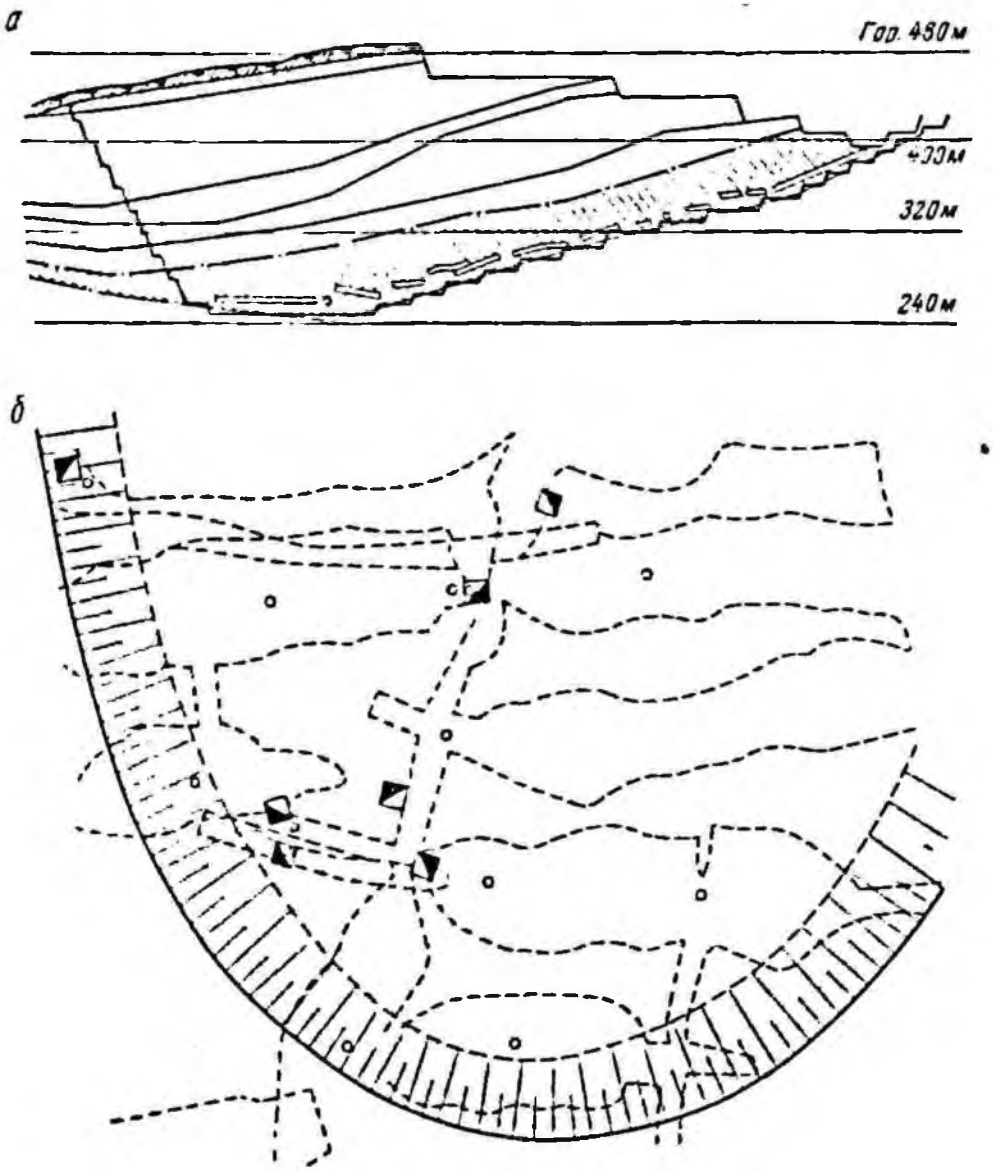


Рис. 41. Карьер «Медвежий Ручей»:
а — профиль карьера; б — план подземных горных выработок

жильных руд подлежало закладке вкрапленными рудами. В действительности это было выполнено только на нижних горизонтах рудника. На верхних горизонтах, в зоне которых в настоящее время ведут открытые работы, закладки практически нет.

Массив вкрапленных руд и вышележащая толща пород под влиянием подземных выработок подвержены сдвижениям. Непосредственно над выработанным пространством толща вкрапленных руд самообрушается, обрушение усиливается под влиянием массовых взрывов с приближением уступов карьера к подземным камерам. Потолочины камер обрушаются

большими глыбами в виде отдельных вывалов. При этом остаются незаполненными большие пустоты, геометрическое положение которых неизвестно, что создает особенно большие затруднения для горных работ. Самообрушение камер происходит не всегда. Многие камеры стоят, не обрушаясь, долгие годы. В таких сложных условиях важно иметь достоверные маркшейдерские планы. Однако существующие планы отражают состояние подземных горных работ на момент съемки. За несколько лет выработки под действием горного давления претерпели большие изменения: частично обрушалась кровля камер, разрушились целики, выработанное пространство во многих случаях оказалось затопленным водой и т. д.

Чтобы создать безопасные условия для людей и горного оборудования, пустоты ликвидируют буровзрывным способом. На руднике принято считать безопасным размер потолочины, равный трехкратной высоте подземной камеры. Существуют два основных варианта наиболее надежных схем расположения блоков для погашения пустот: отработка уступа параллельно продольной оси камер и целиков; отработка уступа перпендикулярно этой оси. При расположении взрываемого блока параллельно длине камер бурят один или два ряда скважин в зависимости от ширины камер и целиков. Один ряд располагают по продольной оси целика и бурят скважины до отметки почвы камеры. Если суммарная ширина камеры и целика больше 10 *м*, то бурят два ряда скважин: первый ряд над камерой, а второй — по оси целика, чтобы под откосом уступа не осталось неразрушенного массива. Расположение взрываемых блоков поперек длинной оси камер — менее совершенная схема, но по условиям взаимного расположения уступов карьера и старых подземных выработок она применяется чаще. По этой схеме пустоты погашают многорядным взрыванием скважин, что наиболее полно разрушает целики.

При проектировании буровзрывных работ на руднике пользуются совмещенным планом карьера и подземных выработок, на котором обозначены отметки кровли и почвы камер. Проектная разбивка скважин выносится маркшейдером в натуру и сдается работникам буровых участков. После нивелировки площадки уступа и разбивки сетки скважин определяют их глубину. Пустоты погашают в ходе работ на карьере. Но иногда приходится специально ликвидировать пустоты.

Бурение скважин до проектных глубин крайне затруднено, а подчас и невозможно по ряду причин. Вследствие горного давления и взрывных работ на карьере кровля подземных камер приняла куполообразную форму. Поэтому при бурении скважин в потолочинах камер буровой снаряд встречает пустоту значительно выше тех отметок, которые значатся на маркшейдерских планах.

При средней высоте камер на трех горизонтах от 3,3 до 5,2 *м*, по данным маркшейдерских планов, фактическая средняя высота камер составила от 8,1 до 10,8 *м*, т. е. была больше первоначальной в 2,5—3 раза. Меньшие смещения кровли (до 1,5 *м*) встречались в камерах, заполненных сухой закладкой. Контуры междукамерных целиков также значительно изменились. При бурении скважин по целикам часто встречаются пустоты или трещины и разрушенный массив. В этом случае буровой шлам уходит из скважины и бурение до

проектной глубины становится невозможным.

На нижних горизонтах (300 и 315 *м*) камеры полностью заполнены водой, имеющей напор до 15 *м*. Подземные работы на этих горизонтах закончены давно, оставленные целики незначительных размеров (3 × × 8 *м*) растрескались, а трещины заполнились водой. Уровень воды держится на отметке 312—314 *м*, причем водоносный горизонт имеет небольшой напор. После того как скважина пробурена до этого горизонта, вода быстро поступает в нее и под напором поднимается вверх по скважине на 5—7 *м*. Дальнейшее бурение таких скважин невозможно.

Затруднены также в зоне подземных выработок взрывные работы. Поскольку почти все скважины в нижней части непосредственно сообщаются с камерами или трещинами больших размеров, зарядить их порошкообразным ВВ не всегда удается. Кроме того, в таких скважинах бывает сильная тяга струи воздуха вверх. Поэтому для нижней части колонковых зарядов пользуются патронами, которые подвешивают в скважине. При заряжании тщательно следят за увеличением высоты колонки заряда. В скважины, пробуренные до почвы подземных выработок (глубина таких скважин достигает 35—40 *м*), укладывают специальные заряды для разрушения целиков. Удельный расход ВВ достигает в этом случае 3—3,5 *кг/м*³.

Наиболее неблагоприятные случаи — когда камеры находятся выше почвы уступа. В этом случае скважины трудно пробурить через камеру — стенки скважин осыпаются, заклинивается снаряд, уходит шлам и т. д. Поэтому в подошве уступов остаются большие выступы, требующие повторного разбуривания после экскавации. Основная энергия взрыва расходуется не по назначению, так как в верхней части скважин имеется забойка высотой 7—8 *м*, а нижняя часть заряда практически открыта над камерой. В результате этого развал горной массы после взрывания незначителен, а выход негабарита высок. При некотором снижении удельного расхода ВВ против нормы (0,55 *кг/м*³) получается прострел скважин в подземные пустоты. Верхняя площадка уступа почти не разрушается, на ней остаются следы устьев скважин. Поэтому при взрывных работах в зоне подземных пустот для надежного их погашения удельный расход ВВ должен быть не ниже 1 *кг/м*³.

Одним из главных недостатков погашения подземных камер массовыми взрывами является невозможность контроля эффективности взрывов. Поэтому безопасность работ на карьере не может быть гарантирована. Пустоты, оставленные в недрах, могут вызывать горные удары. В пустотах скапливаются вода и газ, возможно обрушение рабочего уступа с людьми и механизмами. Внезапный прорыв воды из подземных выработок может угрожать затоплением нижележащих горизонтов карьера. Поэтому работники карьера «Медвежий ручей» считают необходимым начать закладку пустот хвостами обогатительной фабрики.

Подземные работы на Таймырском руднике сначала вели камерной системой разработки. В 1958 г. перешли на систему этажного принудительного обрушения.

Вначале камеры закладывали сухим материалом. В дальнейшем от закладки камер отказались.

При системе этажного принудительного обрушения первоначально отрабатывают компенсационные ка-

меры длиной 40—50 *м* и шириной 15 *м*, затем обрушают междукамерные целики.

Фронт очистных работ на подземном руднике перемещается на север, а уступы карьера «Угольный ручей» развиваются в южном направлении. Таким образом, уступы карьера последовательно попадали в зону обрушения.

Для безопасной работы людей и оборудования наблюдают за характером обрушения пород, в результате чего установлено, что после выхода воронки обрушения на поверхность дальнейшее ее развитие происходит с образованием консольного зависания пород.

Обрушению предшествует образование зоны трещин, которая находится за зоной плавных сдвижений. Переход зоны плавных сдвижений в зону трещин продолжается 7—9 месяцев.

Установлено также, что в процессе обрушения (особенно в начальной стадии) в нижней части массива покрывающих пород образуются пустоты высотой 10—12 *м*. Коэффициент разрыхления обрушившихся пород составляет 1,09—1,10. В связи с этим состояние пустот и развитие процесса обрушения систематически контролируется бурением скважин с уступов карьера на глубину 60 *м*.

Если по каким-либо причинам обрушение пород задерживается, обнаруженные пустоты погашают взрыванием комплектов скважин, пробуренных с уступов карьера.

Мероприятия по обеспечению безопасных условий работы [66]. При ведении открытых горных работ в контуре опасной зоны для обеспечения безопасных условий работы людей и оборудования осуществляют следующие мероприятия.

1. При обуривании блока в пределах опасной зоны, чтобы выявить возможные пустоты, через каждые 30 *м* по фронту уступа, по не менее одной на каждый блок бурят скважины глубиной 35 *м* для уступа высотой 15 *м* и глубиной 45 *м* — для уступа высотой 20 *м*. Расстояние между скважинами в направлении, перпендикулярном фронту уступов, определяется величиной продвижения уступа за один взрыв. При бурении следующего ряда скважин положение их смещается на 15 *м* относительно предыдущих скважин, т. е. принимает шахматное расположение разведочных скважин.

2. В случае обнаружения пустот, высота которых превышает одну десятую часть толщи налегающей потолочины, эти пустоты оконтуривают скважинами и тщательно документируют, а в дальнейшем ликвидируют принудительной посадкой потолочины.

3. Взрывные работы на руднике в зоне обрушения производят взрывчатыми веществами, допущенными к применению на подземных работах.

Разведочное бурение свидетельствует о том, что в 1965 г. в массиве горных пород, попадающем в зону обрушения, заметных нарушений не было обнаружено. Однако в 1966 г. 57% пробуренных разведочных скважин пересекли пустоты и сильноразрушенные породы. Показатели 1967 и 1968 гг. обнаруживают хорошо выраженную тенденцию резкого уменьшения числа зафиксированных нарушений массива.

Карьер «Медвежий ручей» ведет открытые работы на нижних горизонтах частично и над подземными выработками закрытого рудника «Таймырский». В центральной части поля рудника «Таймырский» с 1961 по 1965 г. производили сплошную выемку богатых вкрапленных руд общей площадью подработки 68 тыс. $м^2$.

Горные работы вели с северо-запада на юго-восток. Вкрапленные руды разрабатывали камерной системой разработки с оставлением ленточных междукамерных целиков без закладки очистного пространства, а также камерно-столбовой системой.

Ширина целиков и камер составляла 8—12 *м*, высота 2—15 *м*, длина 50—60 *м*. Мощность потолочин достигала 45—50 *м*. Все очистные выработки проведены в массиве рудного тела и не достигают контактов с вмещающими породами. В кровле и почве выработок оставлены запасы руды, которые должны быть отработаны открытым способом. Таким образом, почти все подземные очистные выработки попали в зону открытой повторной разработки. Принятые в 1959 г. мероприятия по обеспечению безопасных условий работы открытой повторной разработки предусматривают следующее:

1) считать минимальную толщину потолочины, обеспечивающую безопасность открытых работ над пустотами, равной не менее 3-кратной высоте подземных пустот; в отдельных случаях (для камер высотой до 3 *м*) оставляли потолочины толщиной, равной 2,5-кратной высоте подземных выработок;

2) заблаговременно погашать подземные пустоты буровзрывным способом с поверхности;

3) при расположении камер вдоль борта уступа применять двухрядное расположение скважин, причем сетку скважин определять из расчета безусловного обрушения потолочины и обрушения междукамерных целиков взрывным способом;

4) скважины по камерам не добуривать на 4—4,5 *м* до отметки кровли камер. Во всех случаях, когда посадочные скважины добуривают до пустот или нарушенных зон, обязательно тампонировать их на 3—4 *м*.

В соответствии с этими мероприятиями в течение 1959—1968 гг. с поверхности погасили подземные пустоты объемом 1,6 млн. $м^3$, т. е. за год в среднем 250 тыс. $м^3$ пустот.

В связи с необходимостью повышения темпов доработки поля в 1964—1965 гг. интенсивность очистных работ на руднике «Таймырский» значительно возросла. Выемочная мощность при сплошной выемке в среднем составила 12 *м*. Поскольку принудительного обрушения кровли в этом районе не производили, в 1964 г. для контроля за состоянием толщи покрывающих пород с гор. 420 *м* пробурили две разведочные скважины. Первоначальная высота потолочины над сплошной выемкой в районе бурения составляла 145 *м*. На глубине 95 *м* от поверхности обе скважины вошли в нарушенную зону и дальнейшее их бурение оказалось невозможным. Таким образом определили, что уже в 1964 г. высота обрушения в районе сплошной выемки рудника «Таймырский» составляла 50 *м*.

С учетом ожидаемого коэффициента разрыхления пород и равного 1,1 при самообрушении рассчитали величину проседания поверхности действующих горизонтов 330, 345, 360 и 375 *м* над районом сплошной выемки. Ожидаемые величины проседания поверхности изменяются в широких пределах — от 0,1 до 10 *м*. Район рудника с предполагаемым проседанием поверхности более 2 *м* считали опасным и по нему в 1966 г. провели следующие мероприятия по безопасному ведению горных работ:

1) с целью определения размеров потолочины и пустот пробурить разведочные скважины по трем линиям с горизонтов 360 и 375 *м*; расстояние

между скважинами в линиях от 20 до 30 *м*;

2) в случае обнаружения разведочными скважинами подземных пустот высотой более $^1/_{10}$ мощности покрывающих пород производить принудительную посадку последних методов взрывания скважин с поверхности;

3) в наиболее опасной зоне (гор. 345 *м*) должна быть произведена принудительная посадка по всей площади.

Полагают, что потолочина в районе сплошной выемки богатых вкрапленных руд из-за относительно небольшой ее мощности, большой площади обнажения и влияния буровзрывных работ обрушилась с подбутовкой имевшихся пустот без выхода на поверхность видимых провалов и трещин.

Таким образом, многолетний опыт работы карьеров «Угольный ручей», «Медвежий ручей», рудников «Таймырский» и Заполярный» подтвердил возможность совместной и повторной разработки при соблюдении мероприятий по безопасному ведению открытых горных работ.

Никитовский рудник. *Горногеологические условия.* Никитовское ртутное месторождение приурочено к осевой части Горловской антиклинали, которая имеет асимметричное строение (северное крыло падает под углом 70—85°, южное — 50—65°) и сложена перемежающимися слоями кристаллических окварцованных песчаников, песчано-глинистых и глинистых сланцев, а также редких прослоев известняка и угля среднего карбона. Складка в северной части нарушена крупным разломом «Секущим», заполненным мелкодробленым, обводненным, легко самообрушающимся песчано-глинистым материалом. Рудные участки в основном пластово-штокверкового и жильного типа представлены трещиноватыми песчаниками и приурочены к двум рудоносным толщам — Софиевской и Чегарникской. Длина отдельных пластов по простиранию от десятков метров до 1 *км*, мощность — от 1—2 до 30—50 *м*, длина по падению до 150—200 *м*, угол падения 65—80°.

Характерной особенностью рудных участков является интенсивная трещиноватость в самых разнообразных направлениях, что приводит к частым обрушениям в забоях. Это особенно характерно для верхних горизонтов месторождения, изрезанных старыми горными выработками и подверженных интенсивному выветриванию.

За контурами рудных тел находятся песчаники с содержанием металла ниже 0,06%. Объемный вес руды и вмещающих пород 2,5 *т/м*^{3}, коэффициент разрыхления 1,75, коэффициент крепости песчаников 8—10, сланцев 4—5.

Содержание металла в руде находится в прямой зависимости от степени трещиноватости. Неравномерный характер оруденения, а также внешнее сходство между некондиционной и кондиционной рудой осложняют ведение горных работ и часто приводят либо к значительным потерям, либо к разубоживанию руды при добыче. Поэтому при очистных работах приходится строго следить за опробованием руды и своевременным получением химических анализов.

Пробы руды берут непосредственно из забоя и бурового шлама, образующегося при бурении скважин. Кроме того, горный надзор по мере необходимости опробует руду лотковым способом.

Пробу весом 5—7 *кг* тщательно промывают, по оставшемуся в лотке

шлиху судят о содержании металла в руде.

Вследствие сильного динамометаморфизма и действия гидротермальных растворов песчаники рудоносной толщи подвергались значительной минерализации. Среди металлических включений распространены киноварь, антимонит, пирит, арсенопирит, марказит. Рудоносные песчаники имеют однообразный минералогический состав: кварц (80—90%), обломки глинистых пород, мусковит, серицит, углистое вещество, гидроокислы железа, карбонаты, диккит.

Развитие горных работ. Разработку месторождения начали в конце прошлого столетия. Первоначально вынимали наиболее богатые рудные тела верхних горизонтов. На месторождении применяли несколько систем разработки. Наиболее распространенной была система с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой. Отработанные камеры закладывали бедной рудой с низким содержанием металла или породой.

В последние годы в связи со снижением действующих кондиций на руду начали повторную отработку отдельных участков, из которых ранее извлекли лишь наиболее богатые руды. Все рудные тела для повторной обработки изрезаны старыми горными выработками (очистными камерами, заполненными и незаполненными, подготовительными выработками, выработками старательских работ и др.).

Для подземной повторной отработки рудных тел применяли систему этажного самообрушения и принудительного обрушения с минной отбойкой. С 1952 г., наряду с подземной, ведут открытую повторную разработку верхних горизонтов месторождения. Нижние горизонты (104 *м* и ниже) разрабатывают только подземным способом.

Открытые работы. Открытую разработку месторождения ведут по отдельным локальным проектам. В 1952 г. вступил в строй Чегарникский карьер, а в 1960 г. — карьер Западный. Участки открытых горных работ (Восточная часть Чегарникской рудной зоны и Западное замыкание софиевских рудных песчаников) характеризуются наличием целой серии ранее отработанных рудных жил, выходящих на поверхность. Пустоты очистных выработок по этим жилам представляют особую опасность для людей и горнотранспортного оборудования в карьере. Большинство пустот расположено в рудоносных песчаниках, где ранее вели очистную выемку, однако отдельные пустоты встречаются также в безрудных песчаниках и песчано-глинистых сланцах. Площадь старых горных работ на верхних горизонтах составляет до 70% всей рудной площади.

Помимо опасности неожиданных провалов людей и оборудования, наличие пустот затрудняет бурение взрывных скважин, ухудшает показатели буровзрывных работ и требует определенных навыков ведения работ в условиях пустот и заложенных камер.

Трудность открытой разработки усугубляется тем, что почти вся маркшейдерская документация горных работ утеряна во время Великой Отечественной войны.

Имеющаяся документация, восстановленная повторной съемкой, проведенной в 1949 г., не полностью отражает количество, характер и расположение пустот, что подтверждается образованием провалов и обнаружением пустот в местах, где на имеющихся планах и разрезах выработки не обозначены. Доступа к ста-

Таблица 16

Применяемое оборудование и параметры	Карьер	
	Чегарникский	Западный
Экскаваторы	ОМ-202, Э-1003	Э-1003, Э-2501, ЭКГ-4
Буровые станки	БУ-20-2	БУ-20-2, БСВ-2Е, БСВ-3Е
Вид транспорта	Скреперный и автомобильный (ЗИС-585, МАЗ-205)	Автомобильный МАЗ-205, КРАЗ-222
Глубина карьера, *м*	50	86
Высота уступа, *м*	3—10	10—12
Угол откоса рабочих уступов, *град*	60	60—80
Угол наклона бортов карьера, *град*	40—47	36—47
Размеры карьера в плане, *м*	350×150	500×300
Минимальная ширина дна карьера, *м*	12	20
Средний коэффициент вскрыши, $м^3/т$	1,3	5,7

рым выработкам нет и пополнить указанную документацию в настоящее время невозможно.

В местах неполной съемки и в зонах предполагаемых пустот производят разведочное бурение. Затраты на бурение разведочных скважин являются важной статьей расходов в себестоимости открытой добычи ртутной руды. Разведку ведут от лежачего бока пласта рудоносных песчаников к висячему. Сетка разведочных скважин 6 × 6 *м*, глубина до 20 *м*. При подходе фронта работ к разведанной зоне скважины используют как эксплуатационные. Для более полного использования разведочных скважин в качестве эксплуатационных разведочное бурение производят поблочно в объеме, необходимом для одного взрыва. Пустоты ликвидируют буровзрывным способом массовыми взрывами скважинных зарядов. Способ взрывания мгновенный или короткозамедленный.

Характеристика карьеров Никитовского ртутного комбината приведена в табл. 16. Оба карьера запроектированы в зоне старых горных работ. В настоящее время горные работы на Чегарникском и Западном карьерах полностью приостановлены, повторную разработку ведут на Железняиском карьере. Характер изрезанности массива старыми горными выработками и образование воронок провала показаны на рис. 42.

Повторная разработка на рудниках Криворожского бассейна[1]. В 1963 г. на руднике «Ингулец» начали разрабатывать открытым способом залежь железной руды, расположенную в районе старых подземных работ шахты «Визирка». Рудная залежь представлена гематито-мартитовыми рудами типа «кора выветривания», джеспилитами и переотложенными валунчатыми железняками. Содержание железа в руде 49,5%, коэффициент крепости 3—4, запасы руды 2,1 млн. *т*. Пласт горизонтальный, мощность 2—14 *м*, глубина залегания около 40 *м*. Покрывающие породы представлены суглинками, песками и известняками с коэффициентом крепости 1—2.

[1] Написано совместно с М. Н. Прошиным.

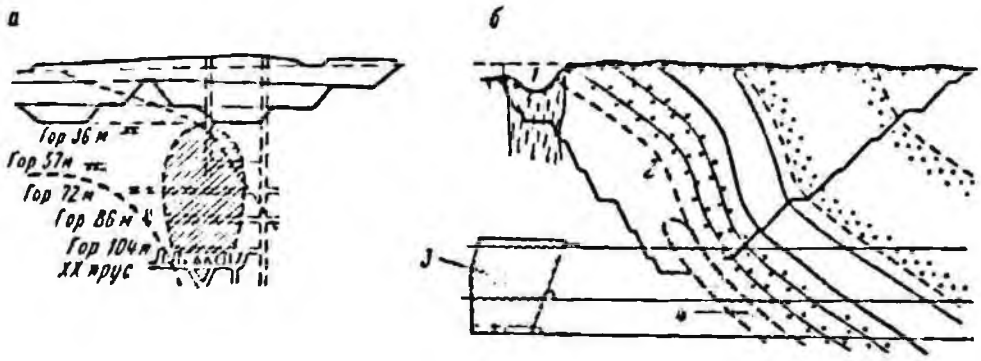


Рис. 42. Повторная разработка залежей Никитовского ртутного месторождения:
а — карьер Западный; б — выход воронки провала в борту карьера: 1 — воронка провала; 2 — карьер; 3 — обрушенный блок; 4 — рудное тело

Подземную разработку рудной залежи проводили еще в 1898—1914 гг. В то время были пройдены стволы шахт «Визирка» и им. Добровольского, а также откаточные и подэтажные выработки на гор. 60 и 87 *м*. За указанный период было добыто около 200 тыс. *т* железной руды.

В 1947 г. горные работы в поле шахты «Визирка» были возобновлены. Была построена новая разведочно-эксплуатационная шахта с прежним названием «Визирка» проектной мощностью по руде 60 тыс. *т* в год. Добыча руды началась в 1949 г. Очистные работы проводили в сложных горногеологических условиях. На шахте применяли систему разработки подэтажного обрушения (вариант «закрытый веер»).

В отработанную зону попадали грунтовые воды, которые, перемешиваясь с глиной и песком, образовывали в выработанном пространстве разжиженную горную массу. Эта масса пород прорывалась в очистные забои при выпуске руды и представляла опасность для работающих в шахте людей, что, в свою очередь, значительно усложняло технологию подземных горных работ.

Системы с креплением и закладкой очистного пространства были экономически нецелесообразны, поскольку себестоимость добычи 1 *т* руды при этих системах очень высокая — 6.65 руб., потери составили 45%.

В 1956 г. в связи со сложностью и опасностью ведения подземных работ и высокой себестоимостью добычи 1 *т* руды шахта «Визирка» была ликвидирована и переведена на мокрую консервацию. Было принято решение залежь руды в этом районе отработать открытым способом. Открытую разработку намечали провести в две очереди. Первоначально отрабатывали северную часть месторождения, где подземные работы проводили в 1949—1955 гг. и расположение горных выработок было хорошо известно. Во вторую очередь отрабатывали южную часть рудной залежи, в районе старых горных работ, проводимых в 1898—1914 гг. Месторождение основных откаточных выработок на участке II очереди определено с достаточной точностью по старым маркшейдерским планам.

Участки I и II очереди вскрывали групповой внешней траншеей с уклоном 80—100‰. На карьере применяли транспортную систему разработки с перевозкой породы 10-тонными автосамосвалами на внешние

отвалы, расположенные на расстоянии 700—1500 *м*. Вскрышные работы проводили уступами высотой 10 *м*. Породу в самосвалы грузили экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4 с ковшами емкостью соответственно 3 и 4 $м^3$. Буровзрывные работы при вскрыше и добыче угля не применяли.

Отличительной особенностью открытой разработки месторождения являлось наличие в границах карьера не погашенных подземных горных выработок.

Для определения пустот в зоне подземной разработки, а также для уточнения запасов руды перед началом вскрышных работ на карьере «Визирка» в 1962—1963 гг. пробурили более 10 тыс. *м* разведочных скважин. При этом обнаружили заполненные разрушенными породами подземные камеры, что указывало на отсутствие пустот в зоне старых горных работ шахты «Визирка».

Подтверждением этого предположения явилось то обстоятельство, что осадочные породы над горными выработками обрушились и все воронки обрушения достигли поверхности, за исключением восточной части шахтного поля, где отработанное пространство заполнялось обводненными песками, вызывая лишь плавное оседание покрывающих пород.

Однако наличие пустот в отработанной зоне не исключалось. Эти пустоты могли сохраняться в известняках, мощность которых составляет 10 *м*.

Пустоты могли сохраняться лишь при незначительных размерах выработанного пространства (меньше 8 *м* по ширине), когда из-за неполного разбуривания руды над выработками оставались целики, которые препятствовали обрушению покрывающих пород.

Пустоты располагались в нижней части известняков и не доходили до кровли пласта известняков на 4—5 *м*.

Открытые работы в зоне возможного обрушения проводили с выполнением следующих мероприятий по предупреждению оползней бортов карьера и по созданию безопасных условий труда для работающих в карьере людей:

а) угол откоса бортов карьера в районе обрушения поддерживался равным 30°;

б) на каждом уступе маркшейдерской службой выносился контур возможных пустот. Размещение горного оборудования в этой зоне запрещалось. При отработке уступа экскаватор может находиться за пределами возможной зоны обрушения. В тех случаях, когда размеры опасной зоны превышают ширину заходки, отрабатываемой экскаватором при максимальном радиусе черпания, подход экскаватора в зону возможного обрушения разрешали после опробования подошвы уступа заглублением ковша экскаватора на 1,5—2 *м* ниже уровня работ;

г) пласт известняка, в котором, возможно, сохранились пустоты, отрабатывали одним уступом. В этом случае пустоты вскрывали наиболее безопасно;

д) выводили людей и удаляли механизмы из опасной зоны на время массовых взрывов на карьере Ингулецкого ГОКа, расположенного на расстоянии 8 *км*;

ж) сменному надзору карьера вменяли в обязанность проводить систематическое наблюдение за состоянием пород в зоне обрушения и в случае обнаружения пустот или образования трещин и сдвигов немедленно выводить людей в безопасное место. Производили опережающее осушение рудной залежи, первоначально устраивая дренажные траншеи, а затем

(при увеличении глубины карьера до 30 *м*) вскрывали старые затопленные выработки, расположенные ниже уровня открытых работ, и откачивали из этих выработок грунтовую воду.

При повторной разработке месторождения шахты «Визирка» подтвердилось, что потери руды в недрах при добыче руды подземным способом составляли 45%.

Переход на открытый способ разработки рудной залежи «Визирка» позволил уменьшить себестоимость добычи 1 *т* руды в 1,8 раза и увеличить производительность труда в 11 раз.

В 1956—1965 гг. рудное тело шахты «Центральная» в районе маркшейдерских осей 16—2 повторно разрабатывали подземным способом. При повторной подземной разработке извлекли свыше 1 млн. *т* потерянной руды, содержащей 61—62% железа.

Дальнейшая добыча разубоженных руд подземным способом была прекращена по следующим соображениям:

1) с увеличением глубины подземных работ на 100 *м* производительность скипов шахты «Вспомогательная» уменьшилась примерно на 30%. Поэтому требовались значительные капитальные затраты на дальнейшую углубку ствола шахты до гор. 200 *м* и на реконструкцию скиповой установки;

2) низкая производительность труда и высокая себестоимость добычи потерянных руд;

3) низкое содержание железа в разубоженной руде и плохая обогатимость сырья на ЦОФ. Последнее объясняется тем, что в составе разубоженных руд в качестве разубоживающих пород содержатся выщелоченные джеспилиты, для обогащения которых необходимо применять более сложные схемы;

4) опасность и сложность производства проходческих работ.

С целью повышения производительности труда, снижения себестоимости и повышения качества концентрата, а также более полного и рационального использования недр в 1965 г. перешли на открытый способ повторной разработки потерянных чистых и разубоженных руд в южном торце месторождения рудника «Пугулец». На этом участке шахтного поля месторождение не разрабатывали повторно подземным способом, а вскрыли комбинированным способом. Верхние четыре горизонта вскрыты общей внешней траншеей с уклоном 80—100°, нижележащие горизонты — внутренними тупиковыми траншеями петлевой формы, высота уступов 8—10 *м*.

В карьере принята транспортная система разработки с перевозкой породы 10-тонными автосамосвалами на внешние отвалы на расстояние 1200 *м* и руды до обогатительной фабрики на расстояние 900 *м*. Для разбуривания коренных пород применяют станки ударно-канатного действия БС-1. Расстояние между скважинами 6—7 *м*, линия сопротивления по подошве 10—12 *м*, перебур — 2—2,5 *м*, величина заряда в скважине 150—200 *кг*. Скважины бурят в один ряд и взрывают их мгновенно или бурят в 3—5 рядов и взрывают с применением средств замедления. Одним станком за год пробуривают в среднем 2900 *м* скважин диаметром 250—300 *мм*. Коэффициент использования станка БС-1 составил 0,25. Выход взорванной массы с 1 *м* скважины составил 50 $м^3$ при удельном расходе ВВ 0,287 $кг/м^3$. В качестве ВВ применяется зернограпулит 80/20.

Взорванную массу грузят экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4 с ковшами емкостью соответственно 3 и 4 $м^3$ в авто-

самосвалы грузоподъемностью 10 *т*. Производительность экскаватора составила 107 тыс. $м^3$ в год на 1 $м^3$ емкости ковша при коэффициенте использования экскаватора во времени 0,4.

Добычу потерянных руд открытым способом начали в апреле 1965 г. По состоянию на 1/I 1967 г. карьером добыто 422 тыс. *т* чистой и разубоженной руды со средним содержанием железа 51%; получено на ЦОФ концентрата 355 тыс. *т* при среднем содержании железа в нем 56,3%, в том числе получено 108 тыс. *т* мартеновской руды, содержащей 60,8% железа.

При переходе на открытый способ повторной разработки себестоимость добычи 1 *т* потерянных руд повысилась на 0,93 руб., а себестоимость 1 *т* концентрата увеличилась на 0,75 руб. Однако благодаря повышению качества сырой руды и концентрата и увеличению выхода мартеновской руды фактическая продажная стоимость руды на ЦОФ увеличилась при переходе на открытую повторную разработку на 1,14 *руб/т*, т. е. на каждой тонне концентрата получена экономия 0,39 руб. Производительность труда по концентрату с переходом на открытую повторную разработку увеличилась с 4,9 до 7,8 *т/смену*.

Практические данные рудника «Ингулец», полученные при повторной разработке месторождения шахты «Центральная» вначале подземным, а с 1965 г. открытым способами, позволяют сделать следующие обобщения. При значительной глубине подземных работ и сравнительно небольших размерах выработанного пространства процесс обрушения пород висячего бока затухает в результате их разрыхления на глубине, не достигнув земной поверхности. Погашенные выработки заполняются обрушенными породами висячего бока. При этом на поверхности образуется плавная мульда проседания пород.

Обрушение поверхности в поле шахты «Центральная» проявлялось в виде появления трещин в висячем боку на расстоянии 250 *м* от выхода залежи под наносы, а также в виде воронки провала с выходом крутых стенок (85—90°) на поверхность над выходом залежи под наносы. Сдвижение висячего бока с разрывом сплошности поверхности происходило при отработке гор. 60 *м*. Отработка горизонтов 97, 129 *м* и других вызывала обрушение поверхности в виде небольших оседаний поверхности и локальных провалов, приуроченных к посадкам потолочин и выемке целиков. При сильноустойчивых породах висячего бока, когда в процессе их обрушения образуется свод устойчивого равновесия, обрушение не достигает дневной поверхности. В породах висячего бока на замке выклинивания рудного тела образуются пустоты, форма и размер которых определяются крепостью пород, их трещиноватостью и размерами погашаемых выработок.

По некоторым отработанным до полной глубины блокам фактические потери руды составляют: блок № 24б 73,0%; блок № 22 32,0%; блок № 22а 26,8%; блок № 22б 24,0%.

На руднике им. К. Либкнехта повторная открытая разработка применяется с 1945 г. Потерянные чистые и разубоженные руды добывают небольшими карьерами глубиной до 50 *м* и размером в плане 450×200 *м*. Разубоженные руды обогащают на обогатительной фабрике рудника.

На шахте им. 50-летия газеты «Правда» отрабатывают выход отдельных залежей и гнезд месторо-

ждения под наносы. Месторождение представлено двумя параллельными цепями рудных залежей, приуроченных к основной и западно-параллельной полосе джеспилитов Второго Саксаганского пласта. Залежи основного простирания состоят из залежей карьера № 1, карьера № 2, карьера № 5 и небольших рудных гнезд. С глубиной рудные тела то сливаются в одно целое, то разобщаются. Склонение большинства залежей южное под углом 38—70°. Руда в основном мартитовая с содержанием железа 60,3—62%, крепостью 2—3; средняя мощность рудного тела 24—30 *м*. Вмещающими породами являются тонкополосчатые джеспилиты пятого железистого пласта крепостью 3—4. Цепь рудных залежей западно-параллельного простирания (семь залежей и гнезд) имеет северное склонение под углом 15—75°. Большинство рудных тел параллельного простирания представлено мартитовыми и гидрогематитовыми рудами крепостью 2—3. Содержание железа 57,2—62%, мощность пласта 16—40 *м*. Вмещающими породами являются сравнительно тонкополосчатые роговики и крупнополосчатые джеспилиты крепостью 5—6. Роговики и джеспилиты во многих местах на контакте с рудой сильно выщелочены. Мощность зоны выщелачивания 1—1,5 *м*.

Наносные породы представлены третичными и четвертичными отложениями — суглинками, песками, известняками. Общая мощность наносных пород 20—25 *м*.

Подземную разработку южной части месторождения, где в настоящее время располагаются карьеры по добыче потерянных руд, производили в 1936—1941 гг. При этом для залежей основного простирания применяли систему разработки горизонтальных слоев с закладкой (вариант «камер-траншеи»), высота этажа 20—25 *м*; ширина камер 8 *м*, междукамерных целиков 3—4 *м*. Забутовочный материал (глину) подавали с поверхности через шурфы. Залежи западно-параллельного простирания отрабатывали системой с открытым выработанным пространством (подэтажных штреков). Высоту этажа принимали равной 35—40 *м*, расстояние между подэтажами по вертикали 8 *м*, высота потолочины 6—8 *м*. Руду отбивали штанговыми шпурами. Выработанное пространство погашали минными зарядами. Для закладки минных зарядов проходили шурфы с поверхности.

Карьерами отрабатывают залежи как основного (карьер № 1 и 2), так и западно-параллельного простирания (карьер № 4). Эти карьеры явились продолжением довоенных карьеров, закрытых при переходе на подземный способ отработки рудного месторождения. На карьерах применяют транспортную систему разработки с вывозкой породы на внутренние отвалы автосамосвалами грузоподъемностью 5 и 10 *т*. Сырье доставляют автотранспортом на обогатительную фабрику, расположенную на расстоянии 2,5 *км* от карьеров.

Высота уступов при разработке вскрышных пород 10—12 *м*. Буровзрывные работы для рыхления наносных пород не применяют. Породу и руду в автосамосвалы грузят экскаваторами СЭ-3. Скальные вскрышные породы и руду разрабатывают с применением буровзрывных работ.

Определенную опасность для работающих в карьере людей представляют непогашенные камеры. Перед началом открытых работ пробуривали разведочные скважины. В большинстве случаев эти скважины встречали заполненные породой камеры. Но пустоты в отработанной зоне оставались. Одна из таких пустот нахо-

дилась в западном борту старого карьера № 4. На погашение пустот составляли проекты. Скважины бурили по периметру камеры, чтобы избежать нахождения людей над пустотой. Местонахождения камер определяли на основании маркшейдерской документации, а также по результатам бурения разведочных и взрывных скважин.

По данным рудника им. К. Либкнехта, при повторной разработке за период 1945—1966 гг. добыли 3,9 млн. *т* разубоженной руды с содержанием железа 43,45% и 75 тыс. *т* чистой руды с содержанием железа 53,33%. Всего добыто рудной массы около 4 млн. *т* с содержанием железа 43,64%. Получено концентрата на обогатительной фабрике 2 млн. *т* с содержанием железа 52,83%.

Первоначальные запасы руды на участках, подвергнутых повторной разработке, определены в 4,8 млн. *т*. Содержание железа в массивной руде 61,5%, в разубоживающих породах — 34,3%. Количество доизвлеченной чистой руды (или потери при первичной подземной разработке) равно 1,4 млн. *т*.

Таким образом, потери руды в недрах на шахте им. 50-летия газеты «Правда» составляли 29%.

На руднике им. Кирова повторная открытая разработка проводилась в 1959—1963 гг. в крайней северной части Основной рудоносной полосы Второго Саксаганского пласта. Месторождение в этом районе представлено несколькими небольшими гнездообразными залежами неправильной формы, весьма не выдержанными по падению. Мощность рудных тел колеблется в широких пределах — от 5 до 40 *м*; длина по простиранию 100—300 *м*, глубина оруденения 50—90 *м*. Руда мартитовая рыхлая, сильно выщелоченная, $f = 1,5 \div 2$, местами плотная, $f = 5 \div 6$; содержание железа 52—54%. Вмещающие породы джеспилиты и роговики также сильно выщелочены, $f = 1 \div 2$. За выщелоченной зоной общей мощностью 10—40 *м* следуют более крепкие железистые породы с $f = 5 \div 6$. Коренные породы сверху покрыты третичными отложениями — красно-бурой глиной мощностью 8 *м*.

Руду подземным способом в довоенные годы добывали системой горизонтальных слоев («камер-траншей») с закладкой выработанного пространства глиной. Пустоты при открытой повторной разработке не встречались. На карьере применяли транспортную систему с вывозкой пустой породы и потерянной руды автосамосвалами грузоподъемностью 5 и 10 *т*. Горную массу в автомашины грузили экскаваторами СЭ-3 и ЭКГ-4. Скальные породы и руду разбуривали станками ударно-канатного бурения. Высота уступов 8—10 *м*. Месторождение вскрывали внешней въездной траншеей с уклоном 80—100‰. Внешние отвалы располагали на расстоянии 1000 *м*. Потерянную чистую руду транспортировали на склад шахты «Северная». Разубоженные руды доставляли первоначально на полевую, а затем на пришахтную обогатительную фабрику.

За время повторной разработки карьером добыто 296 тыс. *т* товарной руды с содержанием железа 50,64% и 929 тыс. *т* разубоженной руды с содержанием железа 46,36%. Всего добыто рудной массы 1225 тыс. *т* с содержанием железа 47,39%.

В контурах карьера первоначальные запасы руды, по данным М. Н. Пронина, составили 3 млн. *т* с содержанием железа в массиве 54%.

Содержание железа во вмещающих и покрывающих породах — 31,6%.

Количество доизвлеченной чистой руды при повторной разработке составляет 863 тыс. *т*.

Потери руды, допущенные при первоначальной подземной разработке, составляют 29%.

Повторная разработка поваренной соли на оз. Баскунчак[1]. Озеро Баскунчак относится к типу «сухих» озер — его твердая соляная поверхность покрывается жидкой фазой (поверхностной рапой) только в зимне-весеннее время года. Вся толща отложений, заполняющих озерную котловину, состоит из трех соляных залежей, разделенных двумя слоями соленосных глин, песков и илов. Верхняя соляная залежь, являющаяся объектом промышленной разработки самой дешевой высококачественной поваренной соли, относится к современным отложениям, залегает непосредственно на поверхности и имеет форму асимметричной плоско-выпуклой линзы площадью около 105 *км*², с отметкой висячего бока — твердой поверхности зеркала озера — 21,3 *м* ниже уровня моря. Максимальная мощность залежи в западной части озера достигает 12—16 *м* и более. С приближением к берегам мощность залежи постепенно уменьшается: к южному и западному довольно круто, а к северному и особенно восточному берегам — полого, полностью выклиниваясь на расстоянии 100—200 *м* от берега.

Верхнюю соляную залежь делят на две равные части: южную, где в основном залегает соль — *гранатка* — относительно слабо сцементированные кристаллы галита, и северную, где помимо гранатки на различных горизонтах тела залежи залегают линзы крепкой мелкокристаллической соли — *чугунки*. Вся поверхность залежи покрыта тонким чехлом мощностью от 10 до 60 *мм* из крепкой соли новосадкой. Новосадка образуется в весенне-летний период, а в конце осени и зимой при появлении поверхностной рапы она легко растворяется и исчезает.

Два периода механизированной разработки соли на оз. Баскунчак. С 1925 по 1949 г. первоначально экскаваторами, а с 1934 г. только солесосами отработан самый лучший центральный участок южной части месторождения. Первые солесосы монтировали на двухосной железнодорожной платформе. Мощность двигателя солесоса не превышала 50—70 *л. с.* Механизированную подводную разработку исключительно соли-гранатки осуществляли в 2—3 слоя глубиной выработок 1,5—2,5 *м* диагональными заходками. Указанным способом отработали участок площадью 19,2 *км*² с потерями в целиках 7,6 *км*², или 39,8%. При мощности залежи 12—15 *м* в западной и 7—8 *м* в восточной части участка общие потери соли при разработке по площади и мощности (до глубины 8 *м*) составили более 85%.

В настоящее время выработанное пространство (1925—1949 гг.) полностью заросло, т. е. заполнилось самосадочной солью.

Второй период отличается более глубокой подводной разработкой, достигающей 8—10 *м*. Это стало возможным благодаря созданию более мощных и надежных соледобывающих агрегатов — солекомбайнов, работающих по принципу землесосных машин, которыми одновременно осуществляют добычу, первичное дробление, обогащение (двойная промывка) и погрузку готовой соли в железнодорожные вагоны.

---

[1] Написано М. А. Перегудовым.

Солекомбайны изготовляют собственными силами — в ремонтно-механических мастерских солепромысла «Бассоль». Их монтируют на четырехосных железнодорожных платформах нормальной колеи и передвигают вдоль забоя траншеи электроприводом с постоянной скоростью 2,5 *м/мин*. В последних моделях солекомбайнов с помощью дополнительного включения в привод ступенчатой коробки передач Т-38 осуществляют пятиступенчатую подачу агрегата со скоростями от 1,53 до 3,80 *м/мин*.

Силовой частью современных солекомбайнов является дизель судового типа мощностью до 550 *л. с.* и генератор, от которого осуществляют электроснабжение электроприводов, рыхлителя, солесоса, насоса вторичной промывки, элеваторов и перемещение всего агрегата по железнодорожному пути.

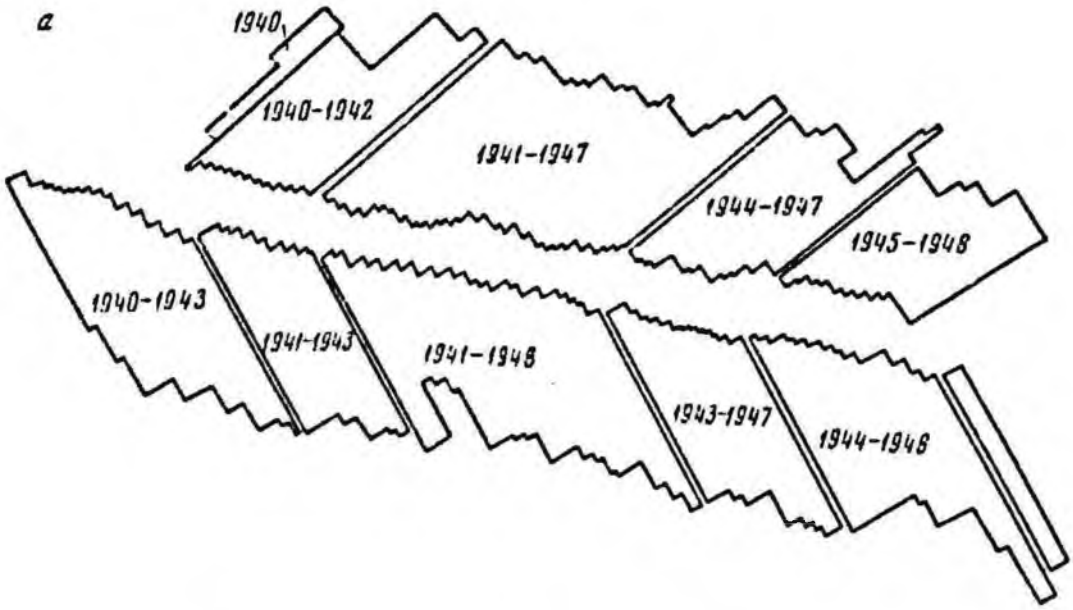
По конструкции рабочего органа (рыхлитель-солесос) в настоящее время на солепромысле применяют два типа солекомбайнов: с маятниковым (наклонным) солерыхлителем и более совершенным — вертикальным.

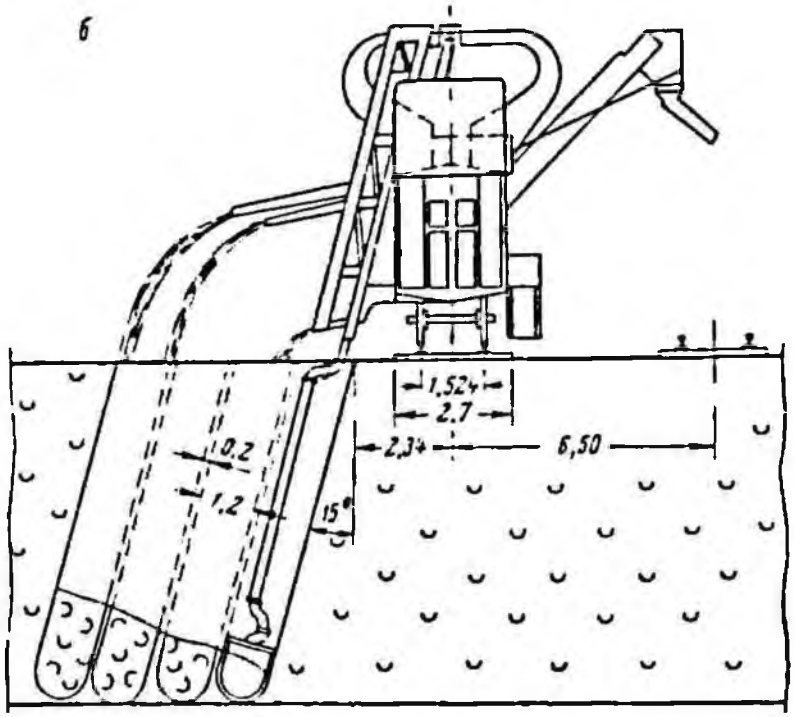
По отношению к вертикальной оси солекомбайна в сторону забоя траншеи штанга рыхлителя установлена под углом 15°, что определяет угол откоса выработки в 75°.

При перемещении солекомбайна по рабочему пути вдоль траншеи (вылома) с помощью вращающегося на конце штанги полусферического ротора-рыхлителя, опущенного в траншею, соль разрыхляют, затем вместе с межкристальной рапой разрыхленную соль (пульпу) всасывают солесосом в бункер солекомбайна, где соль отделяется от рапы и примесей (ила, глины и пр.). Отработанную рапу и примеси, в том числе и мелкую соль, сбрасывают в выработанное пространство, а крупную соль по элеватору подают на дробильные валки, где ее дробят на кристаллы до 5 *мм*, и далее подают во второй бункер, в котором дополнительно промывают чистой рапой и элеватором, оканчивающимся вращающейся трубой, грузят в железнодорожные вагоны, расположенные на параллельном пути.

Рабочий путь, по которому перемещают солекомбайн, располагают параллельно линии забоя траншеи (заходки) на расстоянии 2,34 *м* от верхней бровки до оси рабочего пути. Поэтому линия забоя выработки определяется положением оси рабочего пути.

Таким образом, подводная разработка блока соляной залежи по площади и на глубину осуществляется челночным перемещением солекомбайна по железнодорожному пути вдоль фронта забоя заходками, при слоевой выемке отдельных заходок сверху вниз, т. е. при движении в одном направлении солекомбайна рыхлитель берет заходку шириной 1,2 *м* и глубиной 1—1,3 *м* — первый слой; при обратном перемещении рыхлитель углубляется на следующий слой той же заходки и берет второй слой и т. д. После отработки заходки на всю мощность залежи или до предельной глубины (8—9 *м*) рабочий путь передвигают на расстояние 1,4 *м*. Таким образом, между предыдущей и последующей заходками остается междутраншейный целик (бровка) мощностью 0,2 *м*, который по мере углубления траншеи, будучи наклоненным под углом 75° к забою выработки, постепенно обрушается, куски его разрыхляются рыхлителем, а разрыхленная соль вместе с пульпой последующих слоев засасывается солесосом в бункер солекомбайна.





Однако при разработке нижних слоев часть межтраншейных целиков остается не обрушенной и вместе с неизвлеченной разрыхленной массой, а также мелкой солью, сбрасываемой в выработки вместе с отходами обогащения, составляет потери при разработке.

С 1950 г. при комплексной механизированной разработке пищевой соли на оз. Баскунчак применяют систему разработки панелями и со встречной

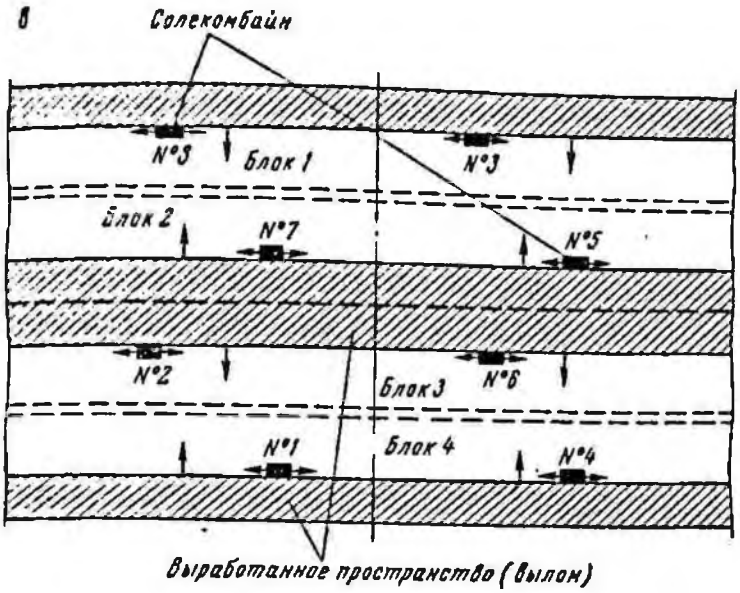


Рис. 43. Повторная разработка соли на оз. Баскунчак:

а — участок для повторной разработки; б — комбайн СБ-130/250; в — разработка соли спаренными комбайнами панельной системой разработки со встречной выемкой блоков

выемкой блоков спаренными солекомбайнами (рис. 43).

Панель имеет форму прямоугольника длиной 2000—2500 *м* и шириной 1200—1500 *м* и рассчитана на разработку в течение 4—5 лет. При примыкании панелей друг к другу между панелями оставляют бортовые и торцовые целики, внутри панели — междублоковые, а вследствие размыва в зимнее время поверхностной рапой бровок выработок — годовые целики.

После отработки панелей выработанное пространство не утрачивает своего практического значения, так как, будучи заполненным насыщенной рапой (280—310 *г/л*), оно становится осадочным бассейном высококачественной поваренной соли. Оставляемые междупанельные и междублоковые целики при непрерывных сильных ветрах, достигающих в восточном и западном направлениях до 20—30 *м/сек*, с мая по ноябрь выполняют роль волногасителей.

Опыт повторной механизированной разработки поваренной соли на площадях старых заросших выработок. В стратиграфическом разрезе северной части месторождения, наряду с солью-гранаткой, непосредственно на поверхности, в почве залежи, а также на различных горизонтах средней части разреза залегают достаточно мощные линзы крепкой монолитной соли-чугунки, разработка которой солекомбайнами не освоена.

За последние 10—12 лет на оз. Баскунчак помимо пищевой соли (в основном гранатки) добывают и кормовую соль-чугунку в виде солеблоков. Солеблоки добывают в северо-западной части озера на достаточно обширной по площади поверхностной линзы чугунки камперезными машинами СМ-89 на глубине 0,4 *м*. Однако добыча солеблоков составляет не более 1,5—2% общей добычи соли солепромысла «Бассоль».

Южную часть месторождения, где в основном залегала соль-гранатка, дорабатывают. Поэтому ближайшим перспективным участком является площадь старых заросших выработок разработки (1925—1949 гг.).

За последние 5—6 лет исследования старых заросших выработок

проводили ВНИИСоль и ВЗПИ под руководством автора. За последние 2—3 года, кроме того, систематически производят опытную повторную разработку солекомбайнами СБ-130/250 последней модернизации.

Основным затруднением при повторной разработке площадей старых заросших выработок являются физико-механические свойства верхнего слоя новосадочной соли, которая по крепости близка к соли-чугунке.

Основные показатели различных разновидностей соли, по данным ВНИИСоли, приведены в табл. 17.

С глубиной более 0,5 *м* крепость новосадочной соли в заросших выработках снижается, а пористость повышается. Мощность крепкой соли колеблется от 0,2 до 0,7 *м* и зависит от ширины выработок, так как у целиков мощность ее минимальная, а в средней части заросших выработок — максимальная.

По химическому составу новосадочная соль вполне соответствует кондициям пищевой соли.

Вертикальный разрез заросшего выработанного пространства представлен в следующем виде:

1) мелкокристаллическая сильно сцементированная новосадочная соль со следами слоистости (по цвету) подобна чугунке, но более бледных тонов. Отдельные слои от 1—2 до 10 *см* по-разному реагируют на размыв волнами рапы у бортов выработок. Мощность крепкого слоя колеблется от 0,2 до 0,7 *м*;

2) относительно мелкокристаллическая (кристаллы от 2—3 до 5—7 *мм*) слабо сцементированная новосадочная соль-гранатка;

3) смесь отходов обогащения (мелкая соль, ил, песчано-глинистые частицы) с кристаллами разрыхленной гранатки; мощность 0,25—0,35 *м*;

4) соль-гранатка — донный целик от глубины разработки 1,5—2,5 *м* до лежачего бока залежи.

Таблица 17

Показатели	Гранатка	Новосадочная соль до глубины, *м*		Чугунка
		0,5	0,5—1,4	
Объемный вес, *г/см³*	1,56	1,84	1,76	2,00
Удельный вес, *г/см³*	2,19	2,14	2,12	—
Пористость, %	30,0	16,1	20,1	—
Прочность на сжатие, *кгс/см²*	67,0	85,5	Менее 85	140,0

Трехлетний опыт разработки южного участка старых заросших выработок солекомбайнами СБ-250/130 с вертикальным рыхлителем дал обнадеживающие результаты. В 1968 г. солекомбайном № 4 отработали блок площадью 204 тыс. *м²*, в 1969 — 1970 гг. солекомбайнами № 3 и 8 отработан блок площадью около 340 тыс. *м²*.

При повторной разработке определенные трудности создаются при выемке (рыхлении) первого слоя, т. е. самой верхней более крепкой части разреза. Хотя рыхление осуществляют с минимальным заглублением солерыхлителя и на пониженной скорости подачи агрегатов — до 1—1,5 *м/мин*, однако даже при этом весьма ощутимо нарушается нормальный режим работы солекомбайна при переходах на целика в заросшую выработку. Солерыхлитель работает с большой переменной перегрузкой, что вызывает резкие толчки и вибрацию всего агрегата. Коробка передач, включенная в привод, в какой-то мере позволяет изменять скорость подачи в некоторых пределах, тем

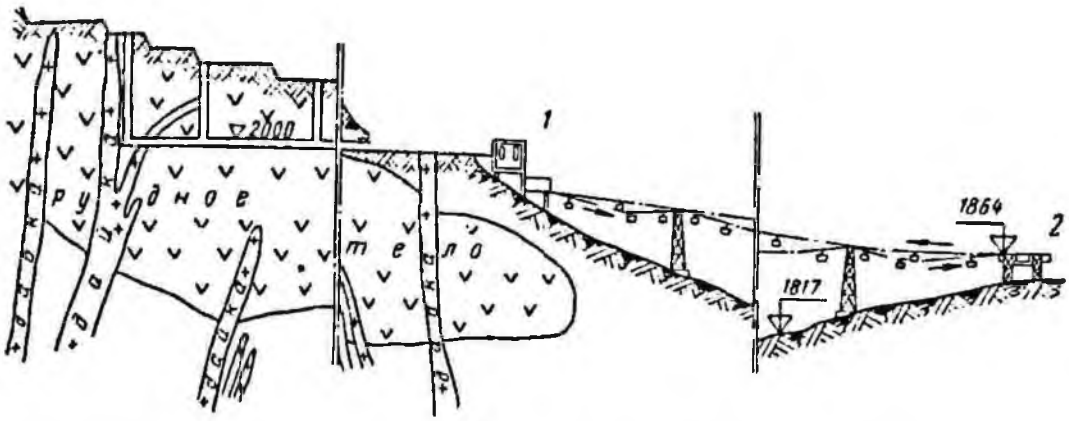


Рис. 44. Каджаранский карьер:
1 — отделение крупного дробления и погрузочной станции; 2 — разгрузочная станция и приемные бункера обогатительной фабрики

не менее подача остается все же жесткой.

Оценивая изложенное, следует отметить, что при современном уровне комплексной механизированной разработки поваренной соли на оз. Баскунчак повторная разработка старых заросших выработок солекомбайнами СБ-250/130 возможна без существенных изменений. Однако, учитывая резкую изменчивость физико-механических свойств соли в верхней части разреза заросших выработок, а также возможные встречи крупных металлических предметов, случайно оставленных ранее на дне старых выработок, полный успех повторной разработки будет обеспечен при условии: плавного автоматического изменения скорости подачи агрегатов в соответствии с изменением нагрузки на режущую часть; обеспечения автоматической защиты солерыхлителей при встрече крупных металлических предметов.

Неоднородный характер верхней части разреза создает неодинаковое противодействие размыву бортов выработок при вторичной разработке. Нижний слой, состоящий из слабо сцементированной новосадочной соли-гранатки, быстро размывается волнами рапы, а верхний, более крепкий и плотный слой, подмываясь снизу, растрескивается под воздействием собственного веса, ломается большими глыбами и в виде льдин сползает в выработанное пространство.

В этой связи возникает необходимость в мерах предосторожности после длительных перерывов в работе, в более надежном креплении железнодорожных путей, а также в оставлении несколько увеличенных по ширине «годовых» целиков.

Прочие примеры повторной разработки. Горные работы *Златоуст-Беловского карьера* ведут над отработанными незаложенными камерами. Пустоты ликвидируют массовым обрушением потолочин с разбуриванием их станками ударно-канатного бурения по сетке 7 × 7 *м*. Удельный расход ВВ на обрушение равен 0,455 *кг/м*³. Средний расход ВВ при обычном взрывании принят 0,45 *кг/м*³. Переход на открытые работы резко увеличит объем производства. Средний коэффициент вскрыши 7,3 *м*³/*м*³.

Каджаранское вольфрамо-молибденовое месторождение с 1953 г. разрабатывали подземным способом системой этажного самообрушения. Себестоимость добычи 1 *т* руды доходила

до 3,41 руб. В 1959 г. полностью перешли на открытые работы и себестоимость добычи 1 *т* руды снизилась до 1,45 руб., себестоимость 1 $м^3$ вскрыши — до 0,93 руб. Подземные выработки используют для транспортирования руды. Добытая в карьере руда по рудоспускам поступает на горизонт штольни и откатывается к подвесной канатной дороге (рис. 44). Дно карьера проектируется на отметке 2000 *м*.

Рудные тела *Балейского месторождения* представлены кварцевыми жилами и многочисленными прожилками и апофизами, придающими ему штокверковый тип. Вмещающие породы крепкие, трещиноватые. При подземной разработке выработаны наиболее крупные жилы на глубине от 70 (в северной части рудного поля) до 115 *м* (в южной).

При открытой разработке ведут валовую выемку рудной массы, что позволяет полностью отработать наиболее мелкие рудные жилы и прожилки.

§ 3. Совместная разработка[1]

Лениногорский полиметаллический комбинат. Максимальный интерес представляет ведение открытых горных работ на Лениногорском полиметаллическом комбинате, где они в одной вертикальной плоскости совмещены с подземными работами. Открытым способом совместно с подземным добывают руды на Тишинском и Андреевском карьерах.

Тишинский полиметаллический рудник [5] разрабатывает одно крутое рудное тело мощностью 5—70 *м* (рис. 45, *а*).

Руды устойчивые, крепостью 10—12. На отдельных участках в руде до 25% серы, что увеличивает пожароопасность отрабатываемых руд. Верхнюю наиболее мощную часть месторождения отрабатывают открытым способом. Проектная глубина карьера 300 *м*, углы погашения 40—43° при коэффициенте вскрыши 27 $м^3/м^3$.

При отработке устойчивых руд высота уступа составляет 15 *м*, а выемка рыхлых отложений и маломощных рудных линз ведется уступами по 7,5 *м*.

На флангах месторождения, где сосредоточено до 40% запасов руды, ведут подземные работы. Совместная разработка составит около 20% проектной мощности рудника. Этаж высотой 60 *м* отрабатывают системой с магазинированием руды. Сначала отрабатывают узкие камеры, которые после выпуска руды закладывают бетоном. Междукамерные целики также отрабатывают системой с магазинированием руды, но закладывают гидравлическим способом. Закладку приготовляют на поверхности и подают по трубам. Расход бетона 0,14 $м^3$, гидрозакладки — 0,16 $м^3$ на 1 *т* извлекаемых запасов руды.

На Андреевском и Тишинском карьерах с 1968 г. применяют гранулированные (гранулиты АС-4 и АС-8) и водонаполненные (акватол 65/35) взрывчатые вещества, удельный вес которых составляет 50—55%. Для механизированного заряжания скважин новыми ВВ серийно выпускают транспортно-зарядные машины МЗС-1, СУЗН-5м (Нипигормаш) и «Акватол» (Гипроникель).

Машина МЗС-1 предназначена для заряжания гранулированных ВВ, она имеет существенный недостаток — коэффициент плотности заряжания не превышает 0,9—0,95. Машины СУЗН-5м и «Акватол» стоят 60—80 тыс. руб. Коэффициент использования установок на карьерах

[1] § 3 и 4 этой главы написаны совместно с Д. М. Казикаевым.

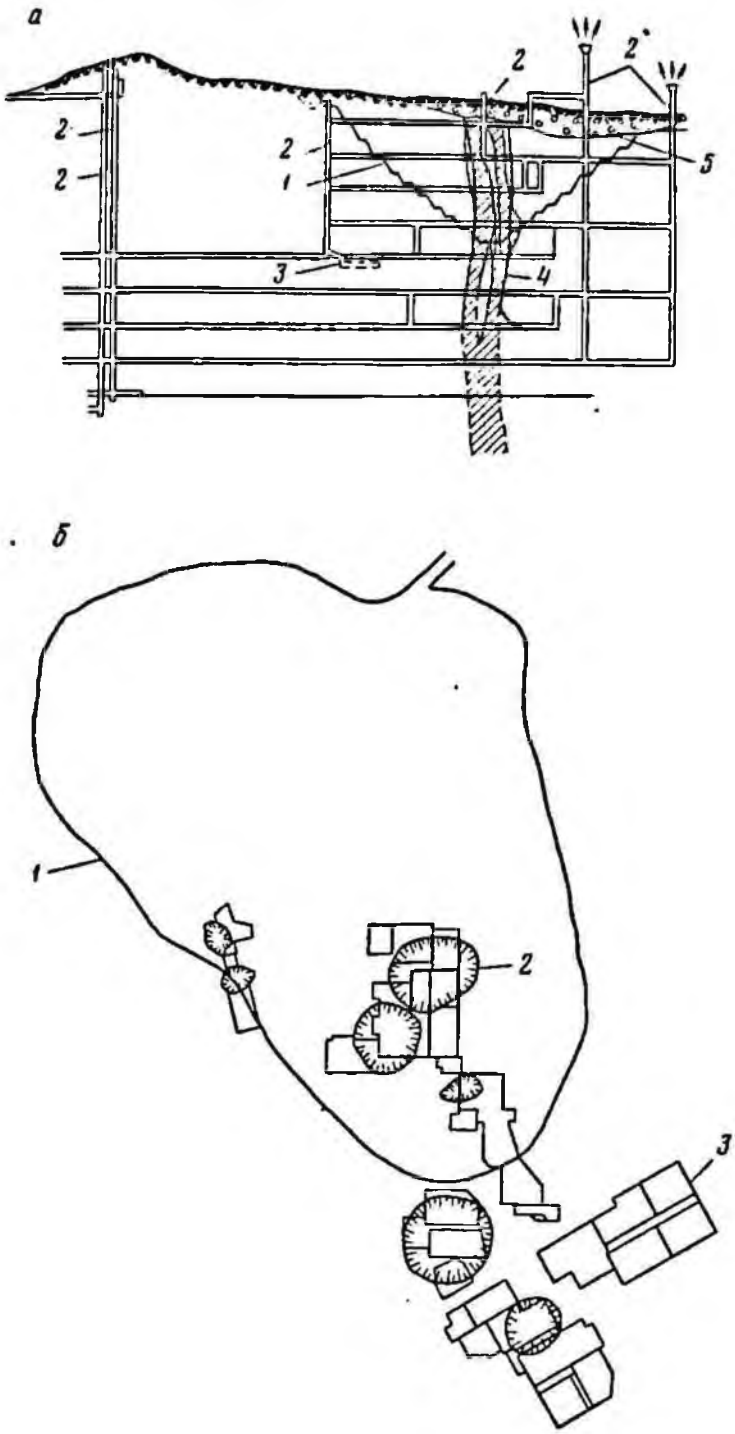


Рис. 45. Совместная разработка на Лениногорском полиметаллическом комбинате:

а — Тишинское месторождение: 1 — проектный контур карьера; 2 — стволы шахт; 3 — насосная камера; 4 — основное рудное тело; 5 — наносы; б — Андреевский карьер: 1 — контур карьера; 2 — воронки провала; 3 — контуры блоков подземных работ

очень мал. Для условий Андреевского и Тишинского карьеров КазНИТИ совместно с ЛПК разработали транспортно-зарядные машины МЗ-1 и «Универсал». Они предназначены для приготовления и пневматического заряжания скважин гранулированными и водонаполненными ВВ (игданиты, гранулиты, зерногранулиты, граммоналы и акватолы). Всего заряжено 4900 *м* скважин, израсходовано 68 *т* акватола и 51 *т* гранулита АС-8. Производительность зарядной машины МЗ-1 достигала 500 *кг/мин*, плотность заряжания гранулитами составила 1,1—1,15 *г/см*³ и акватолом 1,34—1,4 *г/см*³ [70].

На Андреевском карьере исследована возможность и эффективность электродугового способа бурения скважин диаметром 60—100 *мм* и создания малогабаритных конструкций электродуговых термобуров. Передвижная экспериментальная установка на автомашине МАЗ-205 имеет высоту мачты 4 *м*, скорость вращения термобура 5—50 *об/мин*, скорость подачи термобура 2—20 *м/ч*, мощность 150 *квт*, напряжение источника питания 980 *в*, вес 5 *т*, глубина бурения 15 *м* [64].

Участок месторождения, разрабатываемый Андреевским карьером, представлен несколькими пологими линзами, которые ранее частично отрабатывали подземным способом. Ново-Сокольская, Покровская и Западная линзы представляют собой одно месторождение, разделяющееся условными границами. Первые две линзы отработаны камерами с последующей их закладкой. Междукамерные целики отработаны системой слоевого обрушения. Под бортом карьера, расположенным на склоне горы Сокольной, отрабатывают системой этажного принудительного обрушения Инокентьевскую линзу.

Месторождения сложены в основном микрокварцитами, глинистыми и известково-глинистыми сланцами и туфами. На северном участке в значительной степени развиты кварц-баритовые породы.

Кварц-баритовые породы, микрокварциты и кварцевые кератофиры крепостью 14—18 устойчивые и плотные, при отбойке откалываются крупными глыбами.

Глинистые и известково-глинистые сланцы, а также красно-зеленые туфы обладают меньшей крепостью, менее устойчивы и характеризуются ясно выраженной слоистостью.

Верхнюю часть месторождения отрабатывают Андреевским карьером, имеющим следующие основные проектные параметры: максимальная глубина 280 *м*, средняя 180 *м*, углы откоса бортов от 28 до 42°, углы откоса уступов в скальных породах 60°, в наносах — 35°, высота уступов 10 *м*.

Андреевский карьер разрабатывает окисленные, сульфидные и смешанные руды, вскрыша представлена глиной, сланцами и микрокварцитами. Вначале применялся железнодорожный транспорт и автотранспорт, теперь применяется только автотранспорт.

Сульфидные руды через траншею перепускают на восьмой горизонт. Рудоспуск сбит с одиннадцатым горизонтом, скважины бурят станком шарошечного бурения, вмонтированным на тракторе, и пневмоударниками.

Характер оседания пород, вызываемый подземными работами, зависит от применяемых систем разработки. В центральной части мульды, где рудные тела отрабатывали системой слоевого обрушения, поверхность оседала плавно, на границе мульды образовались мелкие видимые тре-

щины. После отработки западной линзы мульда оседания увеличивалась. По границам ее образовались сбросовые трещины под углом 70—80° в коренных породах и 60—65° в наносах.

При плавном спускании пород структура не меняется, хотя появляется усиленная трещиноватость, не всегда заметная на глаз. На некоторых участках уступы вместе с оборудованием опустились постепенно на 20 *м*. При этом связь между отдельными кусками скальной породы настолько нарушилась, что ее иногда удавалось черпать экскаватором без предварительного рыхления буровзрывными работами. Над рудными залежами, отрабатываемыми системами этажного принудительного обрушения, поверхность обрушается, образуя воронки провала (рис. 45, *б*). Площадь воронки провала примерно равна площади обрушенного блока. Стенки крутые и даже вертикальные. Если воронка провала находится на склоне горы, то постепенно верхняя по склону стенка начинает сползать, а нижняя — заламываться. Угол наклона стенок воронок провала в наносах в течение 5—7 лет остается равным 60—70°. Форма воронок провалов на поверхности бывает круглой при обрушении блоков с квадратной площадью и эллиптической — при обрушении блоков с прямоугольной площадью. Характер образования их подобен обрушению замка свода при системе этажного самообрушения.

Для безопасного ведения открытых работ воронки провала необходимо засыпать породой. Нельзя вести работы над блоком, когда обрушение не вышло на поверхность. Это может произойти по двум причинам. При большой мощности налегающих пород обрушенная массовым взрывом руда и самообрушившиеся породы кровли, разрыхляясь, подбучивают свод и обрушение его приостанавливается. При выпуске руды обрушение может выйти на поверхность. Во втором случае при недостаточной ширине блока образуется устойчивый свод равновесия, который можно ликвидировать только массовым взрывом.

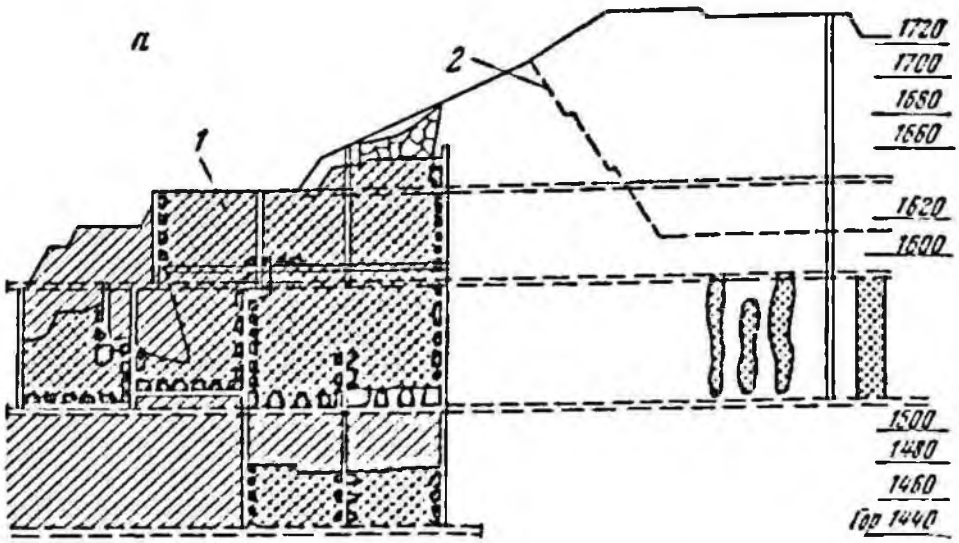
Несмотря на сложные условия ведения открытых работ, на Андреевском карьере были достигнуты довольно высокие результаты. При этом производительность труда на открытых работах по сравнению с производительностью труда при системе этажного принудительного обрушения возросла в 2 раза, производительность труда рабочего увеличилась в 8,5 раза (с учетом вскрышных работ). Себестоимость добычи руды снизилась в 2,2 раза. Граничный коэффициент вскрыши 10 $м^3/м^3$.

Алтын-Топканское месторождение разрабатывают одновременно открытым и подземным способом (рис. 46) с 1959 г. До этого на протяжении 4 лет подземные работы производили вне контуров рудных тел, разрабатываемых открытым способом.

Месторождение включает серию крутых жил, залегающих в крепких трещиноватых, сильно дислоцированных породах. Многочисленные сбросы и разломы, пересекающие породный массив, имеют значительную протяженность и прослеживаются на большую глубину.

Внедрение совместного способа разработки имело целью интенсифицировать отработку этого ценного месторождения.

Подземные разработки залежей производят под карьером частично с оставлением опорных целиков, частично с креплением пород кровли бетонными целиками. Граничный коэффициент вскрыши 13 $м^3/м^3$, сред-



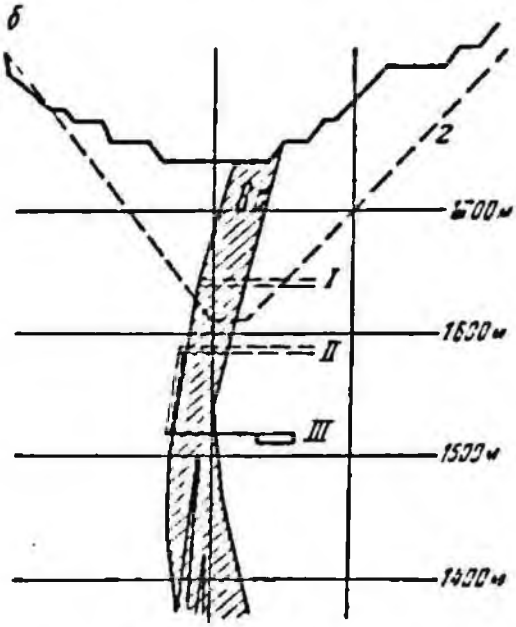


Рис. 46. Совместная разработка на Алтын-Топканском руднике:

а — продольный разрез; б — поперечный разрез; 1 — выработанное пространство; 2 — проектный контур карьера

ний для центрального карьера — 6 $м^3/м^3$ и для западного карьера — 6,8 $м^3/м^3$. Максимальная глубина центрального карьера 250 *м*. Характерным для всех карьеров является вскрытие рудоспусками высотой до 430 *м*, выходящими на горизонт капитальной штольни. Руду в карьере доставляют автосамосвалами, по штольне на расстояние 2,1—3,3 *км* — электровозами, далее по канатной дороге длиной 8,5 *км* и, наконец, по железной дороге до обогатительной фабрики.

Гайское месторождение медно-цинковых руд представлено пятью рудными залежами общим простиранием более 3 *км*. Разрабатывают в основном две рудные залежи (№ 1 и 3).

Вмещающие породы и руды достаточно устойчивые (крепость от 6 до 15). Залежь № 3 неправильной пластообразной формы. Мощность от 2 до 180 *м*. Рудные тела залегают на глубине от 74 до 542 *м*. Проектная глубина карьера 380 *м*, наибольший размер по поверхности составляет 1250 *м*.

Высокое содержание металлов в руде обусловило высокую рентабельность подземных горных работ, поэтому месторождение решено отрабатывать совместным способом. Это позволило за короткое время развить необходимую производительность и

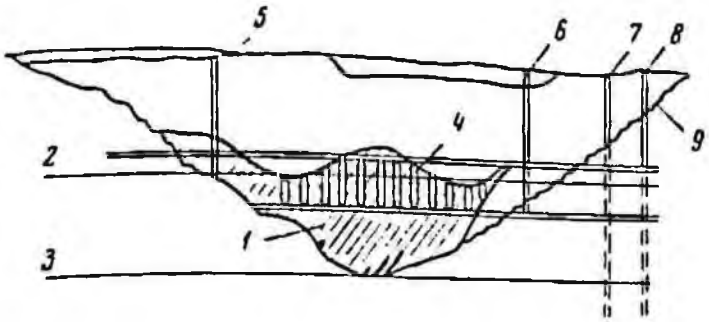


Рис. 47. Совместная разработка Гайского месторождения:

1 — рудное тело; 2 — гор. 200 м; 3 — гор. 380 м; 4 — камеры; 5 — вентиляционный ствол; 6 — разведочно-эксплуатационный ствол; 7 — скиповой ствол; 8 — клетевой ствол; 9 — проектный контур карьера

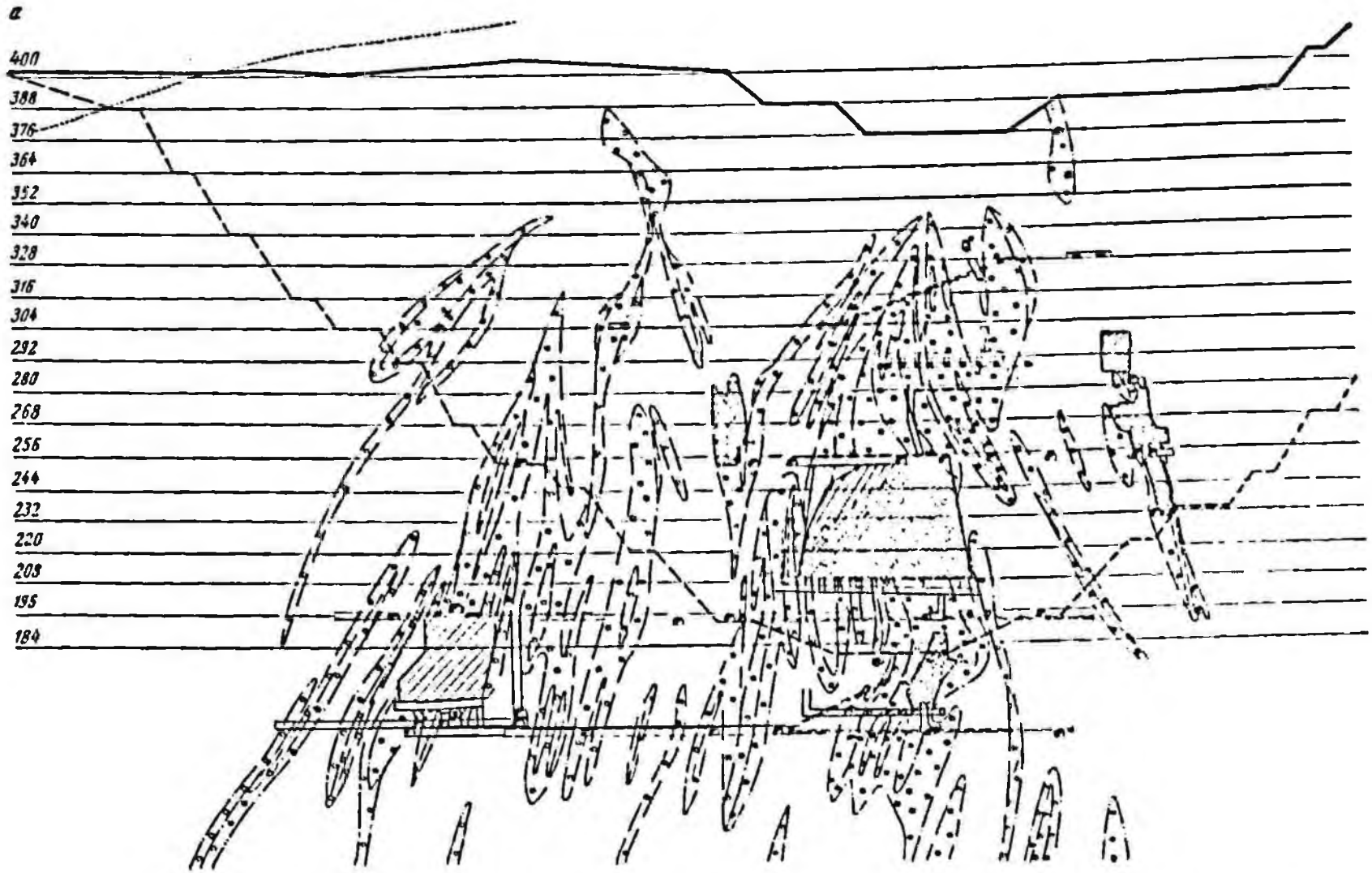
добывать руду одновременно со строительством рудника. Подземные работы ведут на глубине 170—260 *м* на участках с наиболее богатыми рудами (рис. 47).

В период 1966—1970 гг. объем производства по комбинату вырос в 2,1 раза, в том числе за счет увеличения производительности труда в 1,58 раза. Добыча меди в руде возросла из подземных работ на 14%, из открытых — в 2,95 раза. Себестоимость добычи 1 *т* товарной продукции снизилась на 90% (1 *т* руды, добываемой на подземном руднике, на 30%, на карьере № 1 — на 18%, на карьере № 2 — на 12%). Значительно выросла производительность труда трудящихся: рабочего по подземному руднику на 60%, подземного рабочего на 50%, рабочего забойной группы на 60%, рабочего карьера на 60%.

На открытых работах полностью заменили устаревшие 25-тонные автосамосвалы МАЗ-525 27-тонными автосамосвалами БелАЗ-540, благодаря чему производительность их увеличилась по сравнению с 1965 г. в 2,8 раза. Буровые станки ударно-канатного бурения заменены станками шарошечного бурения. Впервые в отечественной практике перешли на бурение наклонных скважин станками шарошечного бурения СБШ-250. Выход горной массы с 1 *м* скважин увеличился по сравнению с бурением вертикальных скважин на 13%, а выход негабарита уменьшился с 6 до 3%, производительность экскаваторов увеличилась на 8,5%. Парк буровых станков снизился с 47 до 10. За восьмую пятилетку производительность бурового станка возросла в 3,9 раза, а экскаватора — в 1,5 раза.

На вторичном бурении при дроблении негабарита освоены шведские самоходные буровые станки РОК-600. Для забойки скважин изготовлены специальные машины. На карьерных дорогах работает автобульдозер на пневмоколесном ходу, а для перевозки разного оборудования создан самоходный трайлер. Обе машины созданы на базе списанных большегрузных самосвалов.

На подземных работах внедрена новая технология добычи руды методом сплошной выемки без оставления междукамерных целиков с последующей закладкой отработанных пустот дешевым твердеющим материалом. Первоначально проектом предусматривали отработать подземным способом только первичные камеры, после чего подземный рудник должен быть законсервирован на 20 лет и возобновлена работа после отработки части залежи открытым способом. Отработанные камеры проектировали закладывать гравийно-песчаной смесью, междукамерные целики отработать открытым способом.


a
400
388
376
364
352
340
328
316
304
292
280
268
256
244
232
220
208
195
184

По новой технологии первичные камеры заполняют твердеющим материалом в следующем составе (на 1 $м^3$): 360 *кг* молотого доменного шлака, 40 *кг* цемента (активизатор), 1200 *кг* песка, 380—400 *л* воды. Закладку готовят на поверхности. После достижения твердеющей закладкой прочности 50—65 $кгс/см^2$ (через 6 месяцев) отрабатывают междукамерные целики. В последнюю очередь отрабатывают продольные целики, причем применяют этажно-камерную систему. Твердеющая закладка допускает обнажение вертикальных и горизонтальных плоскостей площадью до 700 $м^2$. Оказалось возможным отработать рудное днище под закладкой без оставления междуэтажного рудного целика при отработке нижних горизонтов.

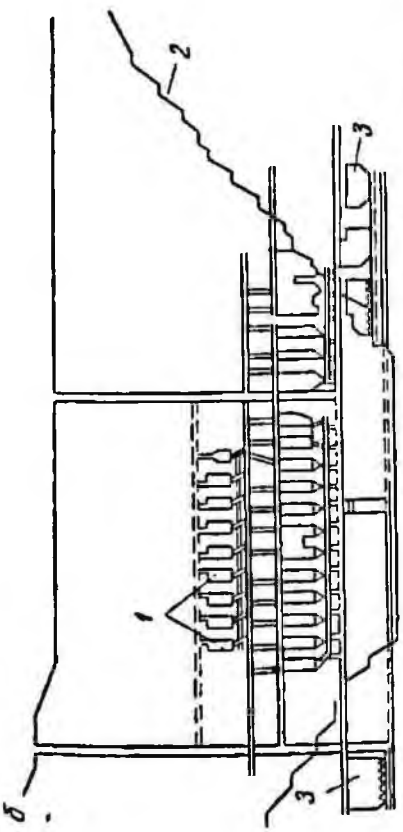


Рис. 48. Совместная разработка Зыряновского месторождения: *а — разрез вкрест простирания; б — разрез по простиранию; 1 — отработанные камеры; 2 — проектный контур карьера; 3 — камеры, отрабатываемые в бортах карьера*

Внедрение сплошной системы разработки с твердеющей закладкой позволило интенсифицировать разработку наиболее богатой залежи № 3 в 2 раза и в 5,6 раза выдать больше металла по сравнению с отработкой целиков открытым способом и снизить потери и разубоживание руды в 2 раза. С внедрением сплошной системы разработки годовой экономический эффект от снижения потерь и разубоживания составил 2,6 млн. руб., отпала необходимость консервировать подземный рудник, обновлять оборудование, дважды укомплектовывать его штаты.

На подземном руднике механизирована проходка восстающих применением проходческого полка КПВ-1А. Скорость проходки возросла в несколько раз, повысилась безопасность работ. На выпуске руды из камер и на доставке заменяют скреперные установки вибрационными установками. Механизировано бурение шпуров в горизонтальных выработках самоходными каретками СБКНС. Крепят выработки с помощью машины БМ-60. Скважины и шпуры заряжают пневматическими зарядами МПЗН-1, УЗС-1500, «Курама» и другими [67].

Зыряновское месторождение (рис. 48, *а*) приурочено к антиклинальной складке среднедевонских пород. Антиклиналь, вытянутая в широтном направлении, постепенно склоняется к западу (25—40°). Углы падения от 70 до 85°. Мощность рыхлых отложений достигает 60—120 *м*. Песчано-галечниковая часть этих отложений насыщена огромными запасами статистических вод (свыше 110 млн. $м^3$).

Руда и породы представлены микрокварцитами, окремненными серицито-хлоритовыми сланцами и в меньшей степени — порфиритами и карбо-

натами. Крепость 12—18 допускает обнажения на значительных площадях. В породах месторождения заметно прослеживаются три-четыре системы трещиноватости и сланцеватость.

Первоначально добывали золото, серебро, в меньшей степени — свинец и медь. Последние компоненты извлекали только из окисленных очень богатых руд. Оставшаяся горная масса шла на закладку выработанного пространства или оставлялась в массиве. В 30-х годах начали разработку месторождения подземным способом системами с креплением и закладкой. В 1955 г. перешли на разработку месторождения совместным способом. Конечная глубина карьера определена в 305—435 *м* (в зависимости от рельефа местности).

Углы откоса бортов карьера в скальных породах 40—41°, а в местах пересечения борта со старыми подземными очистными выработками — около 33—35°. В рыхлых породах углы откоса борта составляют 30°, а в пределах осушаемых песчано-галечниковых отложений 12—16°. Граничный коэффициент вскрыши принят 19,1 $м^3/м^3$, средний — 10,6 $м^3/м^3$. Срок существования карьера 22 года. Все районы старых подземных работ оказываются внутри контура карьера или под его дном. Работа на участках, нарушенных подземными работами, особых осложнений не вызвала.

Необходимо выполнять мероприятия по обеспечению безопасной эксплуатации карьерного оборудования и механизмов. Это осложняется тем, что документация расположения и размеров подземных выработок, образованных до начала XX в., отсутствует. Пустоты разведывают скважинами из карьера и погашают буровзрывным способом или закладывают их вскрышными породами через скважины большого диаметра. Размеры пустот в пределах контура карьера достигают 40 тыс. $м^3$ и имеют обнажения кровли до 1500 $м^2$.

В связи с появлением оползня на северо-западном борту Зыряновского карьера возникла необходимость в строительстве подпорной стенки и контрфорса. Это привело к изменению контура карьера. Ведение горных работ значительно осложнилось, и к 1968 г. недовыполнили 19 млн. $м^3$ вскрышных работ. Анализ горных работ в карьере к моменту составления календарного плана на 1968—1972 гг. показал: горные работы в районе оползня остановлены и их положение значительно отклоняется от проектного; ширина рабочих площадок в большинстве случаев сужена и составляет 15—40 *м*, вместо 50—55 *м* по проекту; бо́льшая ширина рабочих площадок соответствует активному участку, где ведут горные работы, меньшая — временно нерабочему участку горизонта; скорость углубки карьера 12—25 *м/год*; интенсивность подвигания горных работ в горизонтальном направлении 20—220 *м/год*; годовая производительность карьера по вскрыше в 1967 г. достигла 6,1 млн. $м^3$; фактическая производительность карьера ниже проектной на 40%.

Ширина рабочей площадки при корректировании проекта принята 44 *м*, высота уступа 12 *м*, угол рабочего борта 13° 30′, предельный угол углубки 13—35°. Проектная производительность карьера достигнута в 1971 г. [64].

Подземные работы на ЗСК ведут в бортах или под дном карьера.

Наиболее мощные рудные тела отрабатывают этажно-камерной системой с отбойкой руды глубокими

скважинами. До 1961 г. рудные тела отрабатывали по схеме камера — целик (рис. 48, *б*). Камеры шириной 8—12 *м* и междукамерные ленточные целики шириной 12—16 *м* располагали вкрест простирания рудного тела. Мощность залежи от 40 до 100 *м*. Высота этажа 45—60 *м*. Междукамерные целики и потолочины не извлекали, а камеры после выпуска руды закладывали сухой породой. Извлечение составляло не более 33—35% запасов этажа.

При новом варианте камеры располагают по простиранию рудного тела, используя перемежаемость рудных линз и прослойков пустых пород по ширине рудной зоны. Камеры длиной 50—70 *м* и шириной 15—40 *м* разделены междукамерными целиками шириной 15—20 *м*. Междукамерные целики оставляют нерегулярно по простиранию рудного тела, их приурочивают к местам пережимов или к участкам с небольшим содержанием полезных компонентов. Это позволяет дополнительно сократить потери руды и металлов в недрах. При этом варианте извлекают до 70% вскрытых запасов этажа. Отработанные камеры также закладывают сухой породой от проходческих работ.

Более ценные руды отрабатывают без оставления целиков. В качестве закладочного материала применяют бетон на цементной и песчано-гравийной основе. Бетонную закладку применяют при системе разработки с магазинированием руды и системе подэтажных штреков. Рудное тело по простиранию разбивают на камеры и междукамерные целики. При мощности рудного тела до 10 *м* камеры длиной по 30—40 *м* располагают по простиранию. Если мощность линзы превышает 10 *м*, то камеры располагают вкрест простирания, при этом длина их соответствует мощности рудного тела и составляет 25—30 *м*, а ширина междукамерных целиков во всех случаях принимается равной 20 *м*. Камеры после отработки закладывают бетоном, а междукамерные целики — сухой породой. Междуэтажные целики отрабатывают системой горизонтальных слоев с бетонной закладкой.

Апатитовый рудник «Расвумчорр» разрабатывает залежь мощностью 10—120 *м* (в среднем 60 *м*) с углом падения 30° и простиранием более 2000 *м*. Крепость руд 6—10, вмещающих пород 8—12. Месторождение вскрыто капитальной штольней, по которой руду как из подземного рудника, так и из карьера транспортируют на обогатительную фабрику. В капитальную штольню руда поступает по рудоспускам высотой 140—160 *м*.

На руднике «Расвумчорр» применяют систему этажного обрушения с одностадийной отработкой руды горизонтальными глубокими скважинами диаметром 100 *мм*. Высота этажа 70 *м*, длина блоков по простиранию 60—70 *м*.

Совмещение открытых и подземных работ показано на рис. 49. В карьере после обрушения подземного блока № 10/11 форсировали отработку уступов с одновременным созданием берм безопасности шириной по 20—25 *м* от границ блока. Уступы отрабатывали короткими полутраншеями, пройденными поперек откоса борта. После этого полутраншеи расширяли по простиранию. Значительная ширина фронта работ (80—100 *м*) позволила использовать по два экскаватора на уступе, что обеспечило высокую интенсивность подвигания уступов (до 40—60 *м* в месяц). За 6 месяцев

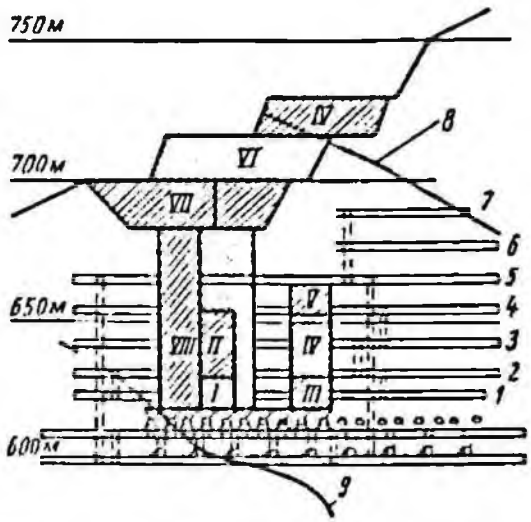


Рис. 49. Совместная разработка месторождения «Апатитовый цирк»:

1—7 — буровые горизонты; 8 и 9 — контуры рудного тела (римскими цифрами показана последовательность разработки месторождения)

открытые горные работы опустились на 45 *м*.

Одновременно вели подготовку, нарезку и отработку компенсационных камер в подземном блоке № 10/11. Когда фронт забоев карьера отодвинулся на безопасное расстояние от блока (около 100 *м*), взорвали потолочину между компенсационными камерами и карьером толщиной 30 *м* и обрушили целики. Перед взрывом потолочины обнажение ее составило 750—800 *м*².

Осложнений при одновременном ведении горных работ в карьере и подземном руднике не было. Значительную роль в этом сыграла высокая интенсификация работ и четкая их организация.

Вишневогорский рудник отрабатывает серию параллельных рудных тел прожилково-вкрапленного типа. Угол падения их 15—85° (в среднем 15—45°), мощность 2,5—8 *м*. Крепость руд и пород 12—14. Породы кровли трещиноватые.

Совместная разработка месторождения открытым и подземным способами применяется для интенсификации отработки, для выдачи руды необходимых кондиций и с целью своевременного развития фронта подземных работ к моменту окончания отработки запасов карьера (рис. 50).

Для предохранения провалов горного оборудования карьера в подземные камеры на границе открытых и подземных работ оставляется постоянный барьерный целик руды толщиной до 10—15 *м*. При пологом залегании рудных тел барьерные целики предварительно отрабатывают подземным способом, а образовавшиеся пустоты заполняют породами вскрыши. Для определения толщины потолочин и оконтуривания пустот со дна карьера бурят вертикальные контрольные скважины.

На подземном руднике руду добывают в основном камерно-столбовой системой разработки. Длина камер до 80 *м*, ширина 10—15 *м*, высота от 5 до 15 *м* (в зависимости от мощности рудного тела). Между камерами оставляют целики диаметром 4—6 *м*. На участках с трещиноватыми неустойчивыми породами оставляют ленточные целики шириной 5—8 *м*.

Большое внимание на руднике уделяют снижению вредного сейсмического действия массовых взрывов. С целью безопасной работы людей в подземных выработках, куда проникают продукты взрыва из карьера, графики работ смен на открытом и подземном участках смещены во времени. На границе открытых и подземных работ вес одновременно взрываемого заряда снижают и при взрывании зарядов везде применяют короткозамедленный способ с помощью пиротехнических замедлителей.

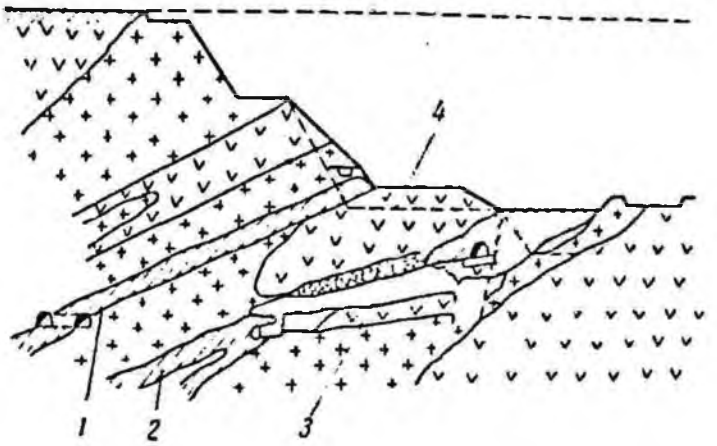


Рис. 50. Совместная разработка Вишневогорского месторождения:
1 и 2 — рудные тела; 3 — камера № 11; 4 — проектный контур карьера

Влияние массовых взрывов в карьере на состояние подземных горных выработок исследовали сотрудники ИГД им. А. А. Скочинского совместно с институтом НИИОГР и Вишневогорским рудником. Визуальные наблюдения показали, что после взрыва в карьере заряда весом 2000 *кг* на расстоянии 100 *м* от камер в последних отмечено интенсивное раскрытие трещин и частичные вывалы пород кровли. Взрыв такого заряда на расстоянии до 50 *м* от камеры вызвал вывалы по кровле объемом до 5—10 $м^3$, количество трещин увеличилось. Аналогичное воздействие оказали взрывы заряда весом 6670 *кг* на расстоянии 400 *м*, а после взрыва заряда общим весом 5600 *кг* на расстоянии 65 *м* в отработанной камере отслоившиеся породы кровли заполнили камеру на $^1/_3$ по высоте. Однако массовых обрушений потолочин не было. Отслоения кровли происходили практически внезапно, без предшествующих видимых признаков деформации кровли. Инструментальные наблюдения за сейсмическим воздействием взрывов на кровлю камер вели сейсмоакустическим методом. Наблюдения показали, что упругие волны взрывов могут вызвать значительные колебания в контурах потолочин и целиков. Инструментальные наблюдения и интерпретация их по критической скорости колебания частиц (5 *м/сек*) позволили установить ориентировочную зависимость сейсмического влияния взрывов зарядов ВВ от радиуса их действия:

Вес заряда ВВ, *кг*	7	55	185	450	870	1500	2350	3200
Радиус сейсмически опасной зоны, *м* . . .	10	20	30	40	50	60	70	80

Тырныаузский вольфрамо-молибденовый комбинат. Рудник «Молибден» находится в живописном Баксанском ущелье, в 40 *км* от горы Эльбрус. Вольфрамо-молибденовое месторождение представлено большим числом скарновых, роговиковых, скарнированных мраморов и гранитоидных рудных тел (рис. 51). Разведанная глубина месторождения свыше 900 *м*, промышленная мощность от 2 до 100—130 *м*, падение крутое — под углом 70—85°, на отдельных участках 50—55°.

Скарновые руды являются пре-

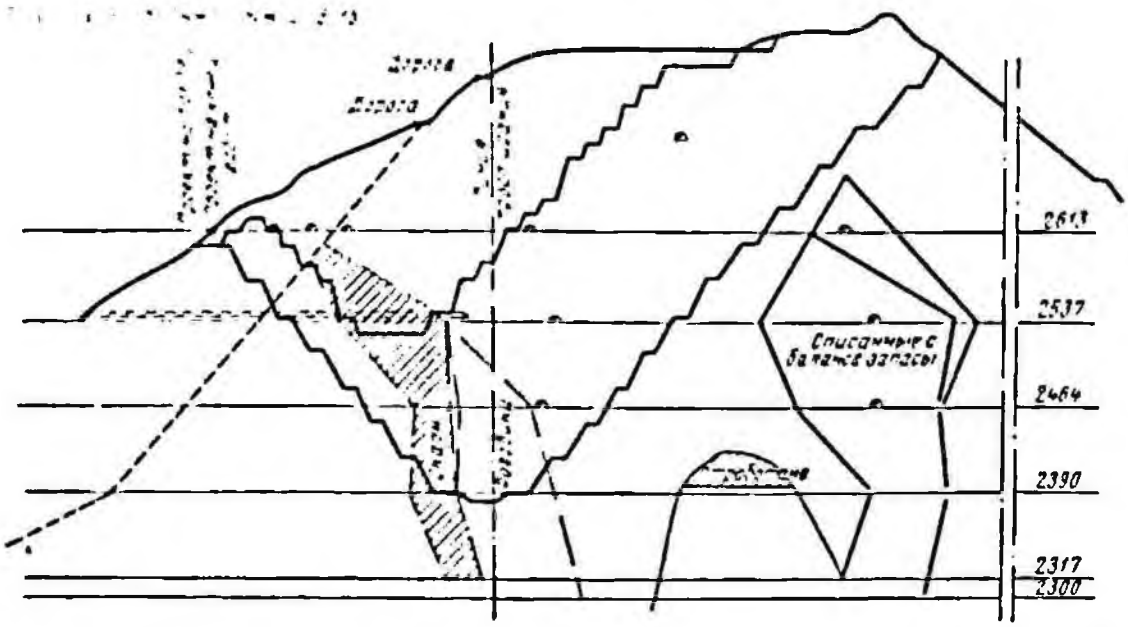


Рис. 51. Совместная разработка Тырныаузского месторождения

обладающими и составляют по руде 47%, вольфраму 81%, молибдену 51% всех балансовых запасов месторождения. Основное скарновое рудное тело Главный скарн представляет собой мощную крутую седловидную залежь. В плане рудное тело имеет подковообразную форму, обращенную выпуклой частью на восток и юго-восток. Мощность скарна выпуклой части достигает 100—120 *м*, а на флангах постепенно уменьшается, доходя до нескольких метров. На верхних горизонтах Главный скарн выходил на земную поверхность и огибал Молибденовый пик; в этой части он не имел висячего бока.

На участках, где в настоящее время сосредоточены основные эксплуатационные работы рудника, главное рудное тело сложено монолитными скарнами гранат-пироксенового состава и пироксеновыми роговиками крепостью 18—20. В висячем боку залегают сильно трещиноватые биотитовые роговики крепостью 12—14, в лежачем боку монолитные мраморы крепостью 8—10. В мраморах тектонические трещины развиты слабо. Граница скарнов с роговиками и мраморами отчетливая и легко отбивается в горных выработках. Распределение оруденения в главном рудном теле крайне неравномерно. С глубиной содержание вольфрама в руде постепенно возрастает. В самых глубоких горизонтах его в 3 раза больше, чем вблизи поверхности. Содержание молибдена примерно сохраняется постоянным, причем с глубиной незначительно увеличивается содержание сульфидного молибдена и падает содержание окисленного.

Характерной особенностью роговиковых и гранитоидных руд является то, что они имеют молибденовое оруденение, приуроченное в основном к кварцевым прожилкам. Молибден встречается в сульфидной (молибденит) и окисленной (повелит и молибденовая охра) форме.

На верхних горизонтах, где наиболее ярко выражена зона окисления, содержание окисленного молибдена по отношению к валовому достигает 80—90%, на нижних оно снижается до 5%. Мощность рудных тел 15—80 *м*. Крепость руды 12—14, руды хрупкие, трещиноватые, хорошо взрываются и дробятся, склонны к самообрушению. Роговиковые и гранитоидные руды составляют по руде 30%, молибдену — 32% всех балансовых запасов месторождения. Эти руды в настоящее время отрабатывают на верхних горизонтах со скарнами и составляют 25—35% общей добычи рудника. По сути, это повторная подземная разработка месторождения.

Скарнированные мраморы насыщены большим количеством скарновых, реже кварцевых прожилков различной мощности — от долей миллиметров до нескольких метров. Скарновые жилы сложены пироксеном, гранатом, кварцем, волластонитом, везувианом и составляют по объему 10—15% общей массы. Скарнированные мраморы играют значительную роль в общем балансе месторождения и составляют по руде 23%, трехокиси вольфрама 16%, молибдену 17% суммы всех балансовых запасов месторождения. Раздельно эти руды не отрабатывают в связи с трудностями обогащения.

По вертикали месторождение разбито на эксплуатационные горизонты — этажи высотой 60—75 *м*. Большинство из них вскрыто самостоятельными штольнями, пройденными со стороны висячего бока. Штольни соединены слепыми стволами шахт и глубокими рудоспусками длиной до 600 *м*.

Отработку месторождения начали в 1940 г. на северо-западном фланге Главного скарна. В основном добывали молибденовую руду, так как технология извлечения вольфрама не была еще разработана. Отрабатывали системами с магазинированием и подэтажных штреков (ортов) со шпуровой отбойкой руды. При восстановлении рудника (1943—1945 гг.) создали шахту «Пик» с карьером и участок консольных руд, где руда выходила на поверхность без висячего бока. В 1945 г. на карьере и на консольном участке руду в основном отбивали накладными зарядами, закладываемыми в трещины и в старые разведочные выработки. На других горизонтах выпускали только руду, отбитую ранее (повторная разработка).

Отработку роговиковых и гранитоидных руд приостановили до постройки отдельной обогатительной фабрики для их переработки. Шпуровую отбойку заменили минной отбойкой вначале на открытых работах, затем на подземных. С 1954 г. начали постепенно экспериментировать и внедрять отбойку руды глубокими скважинами. В 1968 г. применяли следующие системы разработки: подэтажных штреков (ортов) 30%, этажно-камерную с послойной отбойкой руды 7,5%, одностадийный беспеликовый вариант этажного принудительного обрушения с послойной отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальное подконсольное пространство 62,5%.

История разработки Тырныаузского месторождения свидетельствует о том, что в выработанном пространстве накопилось большое количество потерянных и разубоженных руд. Это обусловлено применением отбойки руды накладными зарядами; применением минной отбойки руды с массовым обрушением целиков; применением системы

этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в зажиме; обнаружением скарнированных мраморов только в 1953 г.; началом отработки роговиковых руд через 13 лет после восстановления рудника. По данным госгортехнадзора, потери роговиковых руд составляют 54%. Все это свидетельствует о необходимости повторной разработки месторождения как открытым, так и подземным способом. В настоящее время подземную повторную разработку ведут беспланово, кустарно, без знания истинных запасов потерянных и разубоженных руд. Открытая повторная разработка возможна при расширении границ действующего карьера в зону обрушения Главного скарна (см. рис. 51).

Рудники Криворожского бассейна. *Общие сведения.* Криворожский бассейн имеет значительные сырьевые ресурсы. Необходимо предусмотреть эффективное использование их в настоящем и будущем. За 85 лет эксплуатации этого месторождения было допущено много инженерных просчетов из-за отсутствия детального перспективного плана использования его недр. Большие рудные площади богатых и в особенности бедных руд застроены городскими, промышленными и поселковыми сооружениями. Ввиду плохой разведанности месторождений в ранний период их эксплуатации стволы шахт заложили в непосредственной близости к рудным залежам или даже в пределах рудного массива. Это потребовало оставления вокруг стволов охранных целиков, а затем ликвидации их (ствол шахты № 8, ныне шахта «Коммунар», вступившей в эксплуатацию в 1913 г.).

При первой реконструкции Криворожского бассейна предполагали, что глубина разработки месторождений будет составлять 500—600 *м*, поэтому стволы заложили вблизи рудного массива; в последующем они попали в зону обрушения (например, шахта «Гигант» рудника им. Дзержинского). В Криворожском бассейне преждевременно перешли на подземную разработку богатых руд. В свое время полагали, что запасы богатых руд «неисчерпаемы», в настоящее время «неисчерпаемыми» считают запасы бедных руд. Такое мнение не способствует бережному использованию запасов железных руд.

Для того чтобы иметь представление о масштабах развития железорудной промышленности, отметим, что в СССР в 1970 г. товарной железной руды добыли 196 млн. *т*, сырой — 355 млн. *т*, т. е. почти в 2 раза больше, чем в США, и больше, чем Франция, Англия, Канада, Швеция и ФРГ вместе взятые.

Удельный вес добычи руды в Криворожском бассейне будет и впредь составлять примерно 50% общесоюзной.

При современных темпах добычи богатых руд подземным способом разведанные запасы по категориям А + + В + С на руднике «Нигулец» будут отработаны к 1975 г., на руднике им. К. Либкнехта — к 1985 г., на руднике им. Дзержинского и им. Орджоникидзе — к 1990 г., на остальных рудниках (за исключением рудника им. Кирова) — примерно к 2000 г. При этом глубина подземных работ составит 1200—1500 *м*. Миллиарды тонн запасов бедных железных руд также не являются «неисчерпаемыми». Если за 100 лет на Украине (1854—1954 гг.) добыто около 400 млн. *т* железной руды, то к 1975 г. будут добывать четверть миллиарда тонн в год.

Таблица 18

Типы руд	Всего, млн. т	В том числе				Прогнозные запасы, млн. т
		балансовые		забалансовые		
	А+В+С	млн. т	%	млн. т	%	
Железные руды, всего	38 621	21 036	54,5	17 584	45,5	8450
В том числе:						
богатая руда	2 187	2 181	99,5	6	0,5	1450
железистые кварциты	36 434	18 855	51,8	17 578	48,2	7000

В Криворожском бассейне необходимо создать резервы богатых руд в недрах. Для этого необходимо взять на учет все сырьевые ресурсы этого района, в том числе разубоженные и забалансовые руды.

По нашим подсчетам, запасы разубоженных и чистых потерянных руд достигают 1 млрд. *т*. Только в 15 странах мира запасы железной руды превышают эту величину. Балансовые запасы железной руды капиталистических и развивающихся стран составляют 160 млрд. *т*, в том числе богатых руд 77 млрд. *т*.

Железистые кварциты, разубоженные руды и потерянные чистые руды можно добывать открытым способом совместно с подземной разработкой богатых руд. Экономическая эффективность от совместной разработки только месторождения рудника им. Дзержинского составит 5 млн. *руб/год*.

Бедные железные руды являются вмещающими породами по отношению к богатым рудам и их разработка в широком масштабе в Криворожском бассейне начата сравнительно недавно. Залегают они в виде крутых пластов мощностью 50—250 *м*. Свыше 80% вмещающих пород залежей Криворожского бассейна содержит железа от 32 до 46%. Основная масса их содержит до 33—35% железа. Приконтактные зоны представлены бедными рудами с содержанием железа до 46%. Такие бедные руды занимают 43,7% всей приконтактной площади рудных залежей рудника им. Орджоникидзе, 46,5% рудника им. Кирова, 42,9% рудника им. XX партсъезда, 29,8% рудника им. Коминтерна и т. д.

По мере удаления от контакта с рудным телом содержание во вмещающих породах уменьшается с 46 до 35% уже на расстоянии 2—3 *м* от контакта. При дальнейшем удалении от контакта содержание железа во вмещающих породах снижается менее резко.

Песчаники и другие породы содержат железа не свыше 20—23%. Среди бедных руд различают неокисленные, окисленные и смешанные.

Запасы железных руд. Запасы железных руд Криворожского бассейна приведены в табл. 18.

К балансовым в основном отнесены запасы железистых кварцитов, расположенных на обособленных участках, т. е. вне зоны влияния подземной разработки богатых руд. Запасы кварцитов, которые залегают в висячем и лежачем боках разрабатываемых залежей, являются по отношению к последним вмещающими породами и отнесены к забалансовым в связи с нахождением

на в пределах зон обрушения при разработке богатых руд. Учтенные балансовые запасы железистых кварцитов в пределах горных отводов и на обособленных участках по категориям составляют А + В + + С 18,8 млрд. *т*.

Забалансовые запасы обеих разновидностей составляют 17,6 млрд. *т*. Глубина подсчета запасов по обособленным участкам 900 *м*, а в полях действующих шахт соответствует глубине подсчета запасов богатых руд.

Из общих балансовых запасов (18,8 млрд. *т*) на долю обособленных участков, пригодных для открытой разработки, приходится 9,8 млрд. *т*, или 52,1%, в том числе магнетитовых руд 9,3 млрд. *т* и окисленных 0,5 млрд. *т*.

Всего в пределах горных отводов трестов Ленинруда и Дзержинскруда находится 22,9 млрд. *т* железистых кварцитов.

Помимо перечисленных, имеется ряд участков со слабой разведанностью, с учетом которых общие запасы железистых кварцитов Криворожского бассейна составляют 50,2 млрд. *т* (по данным института Кривбассгипроруда). По перспективному плану развития Криворожского бассейна добыча магнетитовых и окисленных бедных руд намечается на Артемовском участке № 8, окисленных руд — на участках № 6, 4, 3 и на Южном.

Рудник им. Коминтерна. В северной части рудного поля рудника им. Коминтерна Второй Саксаганский пласт разрабатывают шахтой «Октябрьская», а Первый Саксаганский пласт — шахтой «Заря», в южной части рудного поля — шахтой «Большевик». До глубины 50—100 *м* большая часть залежей разработана карьерами.

На подземный способ разработки перешли последовательно в 1930—1935 гг. В течение нескольких лет фланговые участки рудного поля разрабатывали подземным способом, в то время как в центральной части продолжали открытые работы. Условия работы рудника после полного перехода на подземный способ разработки были очень тяжелыми. Ведение подземных работ непосредственно под дном карьера № 1 в 1936—1937 гг. до полной отработки залежей выше гор. 157 *м* сопровождалось большим количеством самообрушений камер. Верхнюю часть залежей поля шахты «Большевик» в значительной мере разрабатывали одновременно открытым и подземным способами.

На шахте «Большевик» крупные залежи от поверхности до глубины 80—90 *м* разрабатывали двумя карьерами: № 1 и «Концессия». Подземные работы вели одновременно с открытыми работами. С 1970 г. применяли камерную систему с полной закладкой выработанного пространства. Таким образом выработана залежь № 2 под карьером «Концессия» и под северной частью карьера № 1 до гор. 267 *м*. После прекращения открытых работ на этом участке с 1928 по 1941 г. отрабатывали междукамерные целики. В результате этого обрушились породы на отдельных участках, примыкающих к подрабатываемым карьерам.

На руднике им. Дзержинского разрабатывают карьером верхние участки рудных залежей шахты «Саксагань», выходящие в долину одноименной реки. К моменту окончания строительства шахты и развития работ в карьере русло реки перенесли в тоннель.

На руднике им. XX партсъезда

в течение нескольких лет (до 1960 г.) разрабатывали карьером верхнюю часть залежей шахты «Южная». На подземных горных работах применяли камерную систему с оставлением под карьером междукамерных целиков и потолочин. Ширина камер 25—30 *м*, междукамерных целиков — 20 *м*, мощность потолочин более 35 *м*.

После прекращения открытых горных работ отработали потолочину подземным способом.

Параллельно открытые и подземные горные работы до 1962 г. вели и на руднике им. Фрунзе. В южной части рудного поля разрабатывали верхний участок крутой залежи карьером № 9 и одновременно с подземными работами на нижних горизонтах. В настоящее время карьер № 9 отработан до предельной глубины.

Карьер Криворожского ЦГОКа и подрабатывающие его шахты являются наиболее крупными горнодобывающими предприятиями страны, применяющими совместный способ разработки. Годовая проектная мощность карьера составляет 18 млн. *т* магнетитовых и окисленных бедных железных руд, подлежащих обогащению. Общая мощность рудников им. Коминтерна, им. Фрунзе и им. Либкнехта более 7 млн. *т* богатых железных руд.

Всю территорию карьера ЦГОКа, составляющую более 4 *км*^{2}, по условиям влияния действующих и старых подземных работ можно разделить на пять участков (рис. 52, *а*).

Первый участок в южной части карьера (в пределах осей 410—344) находится за границей зоны деформаций вне зоны влияния подземных работ. В дальнейшем этот участок будет сокращаться за счет расширения зон влияния подземных работ.

Второй участок карьера (в пределах осей 344—195) расположен в зоне влияния подземных работ шахты «Большевик» и южных обособленных залежей шахты «Октябрьская», где сдвижение пород происходит нерегулярно с образованием воронок провала.

Третий участок карьера (в пределах осей 195—119) расположен в зоне сдвижения, обусловленной разработкой залежей центральной и северной части поля шахты «Октябрьская», имеющих значительную длину по простиранию, где сдвижение пород и поверхности происходит регулярно без внезапного образования воронок провала.

Четвертый участок карьера (в пределах осей 119—0) расположен в зоне влияния горных работ шахты «Центральная» рудника им. Фрунзе. Открытые работы карьера на этом участке только начинают разворачиваться. Сдвижение пород здесь происходит, так же как и на втором участке, нерегулярно. Со временем вся территория, кроме крайней южной части, попадет в зону влияния горных работ упомянутых шахт (рис. 52, *б*).

Пятый участок охватывает весь западный борт карьера, где открытые работы (не считая того, что они со временем попадут в зону влияния действующих работ упомянутых выше трех шахт) ведут сейчас непосредственно в зоне старых работ шахт № 1-бис и 5 рудника им. Фрунзе и действующей шахты рудника им. К. Либкнехта.

Залежи шахт «Октябрьская» и «Большевик» отрабатывают системами с обрушением и открытым выработанным пространством. В центральной и северной частях шахтного поля залежь основного простирания мощностью 20—40 *м* на протяжении 700—800 *м* не имеет

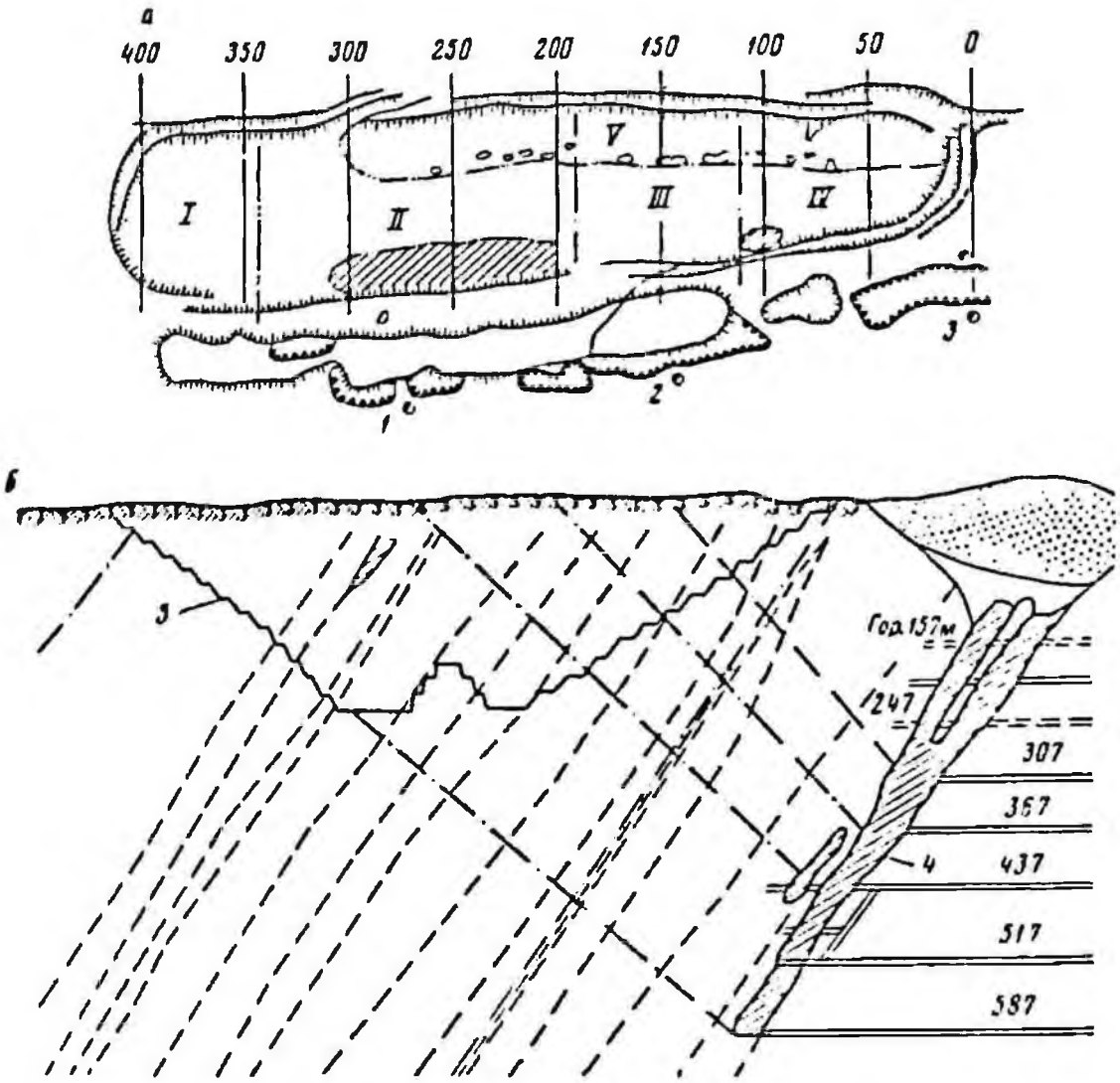


Рис. 52. Совместная разработка бедных руд карьера ЦГОКа и богатых руд подземным способом:

а — план; б — вертикальный разрез по шахте «Октябрьская»; 1 — шахта «Большевик»; 2 — шахта им. Коминтерна; 3 — шахта «Центральная»; 4 — богатая руда; 5 — проектный контур карьера (римскими цифрами показаны участки с различным влиянием подземных работ)

безрудных включений. Выше нее залегают рудные тела параллельного простирания мощностью 20—30 *м*. Сдвижение пород висячего бока в пределах этой зоны происходило регулярно. На территории, примыкающей к контуру карьера ЦГОКа и находящейся частично в пределах контура карьера (третий участок по приведенной схеме), происходит сдвижение поверхности со скоростью от 1 до 4—6 *см* в месяц.

В южной части поля шахты «Октябрьская» и в поле шахты «Большевик» залегают отдельные рудные тела длиной по простиранию от 15—20 до 200—300 *м*, мощностью до 25—35 *м*. На некоторых этажах соседние рудные тела сливаются, на других вновь разделяются безрудными промежутками. Сдвижение пород

при наличии большого количества безрудных промежутков, служащих опорными целиками породам висячего бока, здесь не носит регулярного характера.

Происходит накопление подземных пустот, общий объем которых к настоящему времени достигает 2—2,5 млн. $м^3$. Периодические локальные обрушения пород происходят на наиболее крупных отработанных участках залежей. В отдельных случаях они заканчиваются образованием на поверхности воронок провала. Один такой провал размером в плане 100 × 120 *м* и глубиной до 20 *м* образовался в 1957 г. в южной части поля шахты «Большевик». Второй провал, имеющий форму воронки размером в плане 40 × 50 *м* и глубиной 45—50 *м*, образовался в 1959 г. вблизи автодороги, проходящей по внешнему контуру карьера ЦГОКа. При образовании провалов происходит заполнение отдельных пустот, в то же время соседние пустоты остаются незаполненными. Так, образование упомянутых двух провалов привело к погашению не более чем 15—20% имеющихся пустот.

Следует ожидать, что при развитии сдвижения, обусловленном ведением работ на нижних горизонтах, может значительно активизироваться этот процесс и количество обрушений с образованием локальных провалов возрастет.

Не носит пока регулярного характера и сдвижение поверхности на крайнем северном (четвертом) участке территории карьера, где разрабатывает залежи шахта «Центральная» рудника им. Фрунзе, также имеющие безрудные включения.

Залежи богатых руд Глееватского пласта, расположенные в висячем боку карьера, разрабатывали шахтами № 1-бис и № 5 рудника им. Фрунзе.

Подземные горные работы по шахте № 1-бис прекращены в 1956 г. и есть основание предполагать, что процесс сдвижения на этом участке полностью закончен. Залежи отработаны до небольшой глубины (130 *м*), а так как висячий бок сложен сравнительно мягкими охристыми и углистыми сланцами, то подвижки пород висячего бока до поверхности происходили в довольно короткий срок с образованием небольших по глубине и объему воронок.

Шахта № 5 отрабатывает залежи под северным участком карьера. Ко времени развертывания открытых работ на этом участке процесс сдвижения прекратится, а влияние подземных горных работ, производимых на остальном участке рудного поля, в ближайшее время не ожидается в связи со склонением рудных тел.

Аналогичное положение имеет место на крайнем южном участке, где уступы висячего бока попадают в зону влияния горных работ рудника им. К. Либкнехта, разрабатывающего залежи того же Глееватского пласта. Однако некоторые камеры, кровля которых сложена более прочными породами, остались непогашенными.

До последнего времени в зоне V старых работ рудника им. Фрунзе открытые работы производили в обычном порядке. Обрушение пород во всех вскрываемых старых камерах завершилось и породный массив достаточно уплотнился. На верхних уступах — глины и суглинки, на нижних — сланцы и другие породы на участках, где произошло в свое время сдвижение, хорошо сохраняют близкую к вертикальной конфигурацию уступа.

Однако некоторая часть камер с кровлей из крепких пород (роговиков) не обрушилась. Впервые одна такая камера вскрыта была в карьере 25 марта 1963 г. и лишь по счастливой случайности не послужила причиной аварии.

В дальнейшем горные работы карьера ЦГОКа в зоне подземных работ намечается производить с предварительным бурением скважин.

В зоне влияния горных работ шахты «Октябрьская», где происходит планомерное сдвижение пород (третий участок), открытые работы пока производятся у внешнего контура, где скорость оседания и горизонтального смещения точек составляют несколько миллиметров в месяц.

Породный массив на этом участке не имеет видимых изменений (раскрытия трещин и других признаков разрушения), а сдвижение можно заметить лишь с помощью маркшейдерских инструментальных наблюдений. Поэтому буровзрывные, добычные и вскрышные работы производятся здесь в обычном порядке.

В зоне влияния горных работ шахты «Большевик» и южной части поля шахты «Октябрьская», где сдвижение пород происходит в форме отдельных локальных обрушений с внезапным образованием воронок на поверхности (второй участок), ведение открытых горных работ и эксплуатация землеройного и транспортного оборудования представляют значительную опасность, и обеспечение безопасности работ является весьма сложным.

На карьере принимают меры, направленные на обеспечение безопасности ведения открытых работ в зонах возможного образования воронок.

По наблюдениям из горных выработок, доступных в настоящее время, и по маркшейдерской документации фиксируют крупные подземные пустоты и на поверхности оконтуривают участки, опасные по условиям воронкообразования.

В момент крупных взрывов в шахтах (при погашении целиков и потолочин) работы на прилегающих участках карьера прекращают. Аналогичные меры осуществляют на примыкающем к карьеру участке, где отсыпают внешние отвалы вскрышных пород. Однако эти меры не являются достаточно действенными и не могут гарантировать безопасности ведения открытых работ в зонах возможного воронкообразования.

Как и в других случаях, при ведении открытых горных работ в зоне влияния подземных разработок наиболее действенными могут быть активные меры — погашение или закладка подземных пустот. В зонах старых работ Глеватского пласта наиболее целесообразно проведение передового бурения скважин и погашение пустот с помощью буровзрывных работ. Сетка скважин должна быть достаточно густой с тем, чтобы пустоты не были пропущены. В то же время глубина скважин может быть незначительной (до 10—15 *м*), так как потолочины более значительной мощности при небольших размерах камер Глеватского пласта являются достаточно устойчивыми. Участки, подлежащие разбуриванию, можно уточнить по старым планам горных работ.

Сложнее обстоит дело на участке горных работ шахты «Большевик». Старые пустоты здесь расположены на значительных глубинах — от 150—200 до 300—400 *м*. Доступа в большинство камер старых горных работ нет, а при развитии процесса

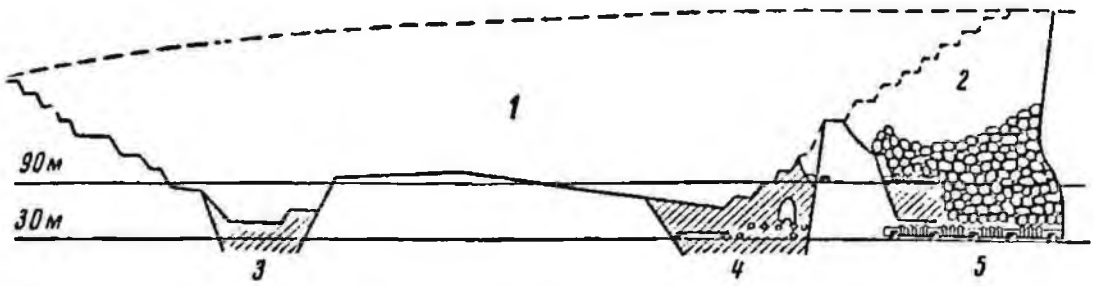


Рис. 53. Совместная разработка Высокогорского месторождения:
1 — карьер; 2 — воронка провала; 3 — блок № 4; 4 — блок № 14; 5 — блок № 15

сдвижения их контуры и глубина могут изменяться, т. е. по мере обрушения пустоты перемещаются вверх. Точное определение их контуров бурением сетки скважин требует громадного объема буровых работ и практически осуществимо лишь приближенное определение с помощью редких скважин, пробуриваемых непосредственно на предполагаемых участках пустот.

При попадании нескольких скважин в пустоты можно заполнить их твердеющей закладкой. Можно также наблюдать за состоянием породного массива на глубине 40—60 *м* с тем, чтобы зафиксировать распространение процесса сдвижения до этих глубин и до момента обрушения поверхности вывести из опасных участков людей и оборудование. По рекомендации УкрНИИпроекта и Криворожского опорного пункта ВНИМИ в зоне вероятного воронкообразования бурят скважины глубиной 50—100 *м* с установкой в забоях этих скважин геофонов.

Высокогорский железный рудник разрабатывает несколько рудных залежей, группирующихся в районе горы Высокой. Простирание рудных зон северо-западное, падение на северо-восток под углом 40—70°. Основными вмещающими породами являются сиениты, известняки, порфириты и скарны. Месторождение отличается сложными гидрогеологическими условиями в связи с наличием огромных запасов трещинно-карстовых вод известняков и трещинных вод сиенитов.

Месторождение разрабатывают открытым (Главный карьер) и подземным способами (шахта «Магнетитовая»). Горные работы в карьере достигли глубины около 200 *м*, а подземные горные работы ведут на глубине более 300 *м*. Главным карьером разрабатывают южную часть западного рудного комплекса, представленного тремя зонами: магнетитовой, мартитовой и полумартитовой (рис. 53). Мощность разрабатываемых рудных тел 5—100 *м*. Магнитные железняки крепостью 6—12 размещены в сиенитах и туфах крепостью 11—12, в мартитовой зоне крепость руд 6—8, а вмещающих пород 2—10.

По проекту карьер должен иметь длину более 1000 *м*, ширину 800 *м*. Высота уступов 10—12 *м*, угол откоса 55—60°. Угол откоса борта карьера 35—40°. Производительная мощность Главного карьера более 10 млн. *т* горной массы в год. Карьер вскрыт двумя тупиковыми заездами, проходящими по висячему и лежачему бокам месторождения. Обе ветви тупиковых заездов соединены между собой кольцевыми путями через 10—30 *м* по высоте. До

глубины 150 *м* горную массу транспортируют железнодорожным транспортом в шестиосных думпкарах грузоподъемностью 100 *т*. С более глубоких горизонтов горную массу транспортируют автосамосвалами до экскаваторных перегрузочных пунктов.

Подземные работы ведут в наиболее высокой части борта карьера. Подземным способом добывают около 60% всей руды, в основном системой этажного принудительного обрушения. Обособленные рудные тела отрабатывают этажно-камерной системой.

Первые массовые взрывы междукамерных целиков и потолочин в борту карьера с выходом обрушений на поверхность произвели в 1952 г. При этом образовалась воронка начальной площадью 2 тыс. $м^2$. С выпуском руды глубина и площадь воронки увеличились до 8 тыс. $м^2$. На многих месторождениях КМА возможна совместная разработка богатых руд открытым способом и железистых кварцитов подземным способом под карьерами. В открытых камерах высотой до 150—250 *м* можно размещать хвосты обогатительных фабрик и вскрышные породы карьеров. Эти камеры можно использовать и для других целей.

§ 4. Зарубежная практика совместной и повторной разработки

За рубежом также известны многочисленные случаи перехода с подземных работ на открытые. Причинами перехода являются: большие потери полезного ископаемого при подземной разработке, особенно при системах с массовым обрушением руды и камерно-столбовой системе; большая экономичность открытых работ, их безопасность; гибкость предприятия в отношении производительности.

Показателен переход от подземной к открытой разработке крупнейшего в мире месторождения солей борной кислоты в Бороне (Калифорния, США).

Несмотря на оснащенность шахты высокопроизводительными механизмами, решили перейти на открытые работы. При этом стало возможным извлечь руду, ранее оставленную в целиках. При улучшенных способах обогащения руды можно добывать более бедные сорта ее. Открытая разработка экономически выгоднее, она позволит быстро расширить объем работ в случае роста спроса на данную продукцию. Высота уступов 15 *м*. Скважины бурят электросверлами. Руду грузят экскаваторами «Бюсайрус-Эри 54-В» с ковшом емкостью 2,3 $м^3$. Руду отвозят самосвалами «Кенворт» до дробилки на фабрике. Позднее дробилку перенесут на дно карьера, а руду на фабрику будут доставлять конвейерами.

На медно-колчеданном руднике «Маунтен Коппер» (Калифорния, США) перешли с подземных работ на открытые. На руднике разрабатывают плотную и абразивную сульфидную руду с содержанием серы 48—50% и меди 1%. Переход от подземных работ к открытым на части месторождения обусловлен сильной нарушенностью рудного тела, наблюдавшейся при подземной разработке. На карьере применяют станки вращательного бурения, дизельные экскаваторы и автотранспорт. На дробильную фабрику руду транспортируют по канатно-подвесной дороге с автоматическим

управлением. Коэффициент вскрыши на карьере равен 8.

На золоторудном руднике «Маут Морган» (США) с 1882 г. применяли открытые работы, с 1912 г. — подземные работы, в 1925 г. вновь перешли на открытые работы.

С подземных работ на открытые перешли на медных рудниках «Багдад», «Рей», «Инспирейшн», «Торитон» (США), на которых применяли систему разработки этажного самообрушения.

На руднике «Торитон» руду перепускают через блок площадью 19,5 × 30 *м* и высотой 72 *м*. Он обеспечивает высокую производительность погрузки (в среднем 5200 *т/смену*). Блок расположен в измененных гранит-порфировых породах, которые после подсечки легко обрушаются. В днище блока установлены грохоты на расстоянии 10 *м* друг от друга. На откаточный штрек выходят шесть рудоспусков, расположенных по обеим сторонам штрека. Люки рудоспусков оборудованы шиберными затворами.

Первая воронка обрушения появилась в дне карьера, когда из блока было выпущено 18% запасов руды. Эта воронка находилась в пределах границ блока и занимала менее половины его площади. Зависаний обрушенной руды в блоке не наблюдали. Стенки блока поддерживают в вертикальном состоянии все время, так как он полностью заполнен перепускаемой рудой.

Руду из карьера до перепускного блока транспортируют колесными скреперами (если расстояние доставки не более 300—450 *м*) или автосамосвалами. На горизонте грохочения требуется незначительное вторичное дробление, так как руда дополнительно дробится при движении вниз на глубину до 70 *м* и более.

Выпущенную из блока руду грузят в составы из 24 вагонеток емкостью по 4,5 *т* и транспортируют до ствола шахты на расстояние 750 *м*. Бригада из трех грохотчиков и восьми — десяти рабочих на откатке (три состава) обеспечивает производительность до 6150 *т* руды в смену.

Данная схема работ позволила достичь весьма высокой производительности труда трудящегося по руднику, составляющую 124 *т/чел-смену*.

В 1954 г. подземная добыча была полностью прекращена (на много раньше, чем это намечалось по плану). Причиной явился сильный ливень в 1953 г., заливший подземные выработки, восстанавливать которые считали нецелесообразным. С целью извлечения меди из обрушенных пород подземного рудника, содержащих значительное количество меди, их стали выщелачивать раствором серной кислоты. Насыщенные медью растворы собирали на гор. 255 *м*, по бетонным канавам подавали к насосной станции. Затем эти растворы откачивали на поверхность, где в шлюзах с железным скарпом из растворов осаждали цементную медь, а растворы вновь направляли в обрушенное пространство.

Медное месторождение «Пимм» (США) с 1952 г. разрабатывали подземным способом, затем перешли на открытые работы. Руду к скиповому подъемнику доставляют автосамосвалами. Угол наклона подъемника 38°. Вскрышные работы производят тракторными скреперами емкостью 26 $м^3$, экскаваторами «Марион» и автосамосвалами «Эвклид». Средний коэффициент вскрыши 2 $м^3/т$. Сменная добыча руды 4000 *т*. Скважины бурят шарошечным станком.

Руду грузят экскаваторами с ковшом емкостью 1,91 $м^3$. Скиповый подъемник оборудован 22-тонными скипами производительностью 4600 $м^3$ горной массы в смену.

Медное месторождение «Юнайтед-Верде» разрабатывали подземным способом. В связи с пожаром (1893 г.), продолжавшимся 25 лет, с 1918 г. верхнюю часть рудного тела отработали системой «глори-холл» (до гор. 48 *м*). Затем перешли на выемку уступами высотой 15,4—33,5 *м*.

Этот рудник показателен тем, что на открытые работы перешли при сравнительно невысоком техническом вооружении открытых горных работ того времени. Средний коэффициент вскрыши в период реконструкции составил 9 $м^3/м^3$. Разработали специальную технологию бурения и взрывания скважин в высокотемпературном массиве горных пород. Температура в скважинах достигла 415°. Скважины охлаждали циркулирующей холодной водой, нижнюю часть скважин простреливали и заполняли для теплоизоляции мокрым песком. В ряде случаев взрывали динамитом, помещенным в «торпеды» (патрон из плотной бумаги с толстыми стенками длиной 1,83—2,44 *м*, диаметром 127 *мм*). Средний текущий коэффициент вскрыши за все время эксплуатации карьера составил 5,5 $м^3/м^3$.

Вольфрамовое месторождение «Гетчел» расположено в гористой местности (штат Невада, США) и представлено отдельными крутыми залежами, которые разрабатывали подземным способом системой с магазинированием руды. Карьерами отрабатывали выходы рудных тел на склоны. Руду добывали небольшими дизельными экскаваторами и в автосамосвалах грузоподъемностью 15 *т* транспортировали на фабрику. Всего было отработано семь карьеров, под четырьмя из которых одновременно вели подземные работы.

На крупнейшем асбестовом руднике Канады «Джефри-Майн» также перешли на открытую разработку.

В Оберброисе (Пльзенский район, Чехословакия) разрабатывали каолин подземным способом с большими потерями в целиках. Переход на открытые работы позволил полностью извлечь полезное ископаемое и значительно увеличить производительность предприятия.

Рудник «Крестмор» (Канада) [5] разрабатывает два рудных тела. У поверхности рудные тела имеют угол падения 45°, а с увеличением глубины выполаживаются до 25°. Ближе к поверхности рудные тела разделены толщей кварцевого диорита мощностью до 150 *м*, которая с глубиной уменьшается до 30 *м*. Отработку месторождения начали в 1909 г. открытым способом. В начале 1920 г., исходя из существовавших в то время технических возможностей, считали, что отработка месторождения открытым способом закончена и в 1927 г. перешли на подземные работы системой этажного самообрушения.

Создание для горной промышленности автомашин и экскаваторов позволило в 1914 г. снова вернуться к открытому способу разработки, не прекращая подземных работ.

Однако в 1948 г. дальнейшая отработка запасов открытым способом стала нерентабельной, а применение системы этажного самообрушения на подземных работах стало нецелесообразным вследствие неэкономичности, изменения структуры пород и высокой водоносности их. Рудник

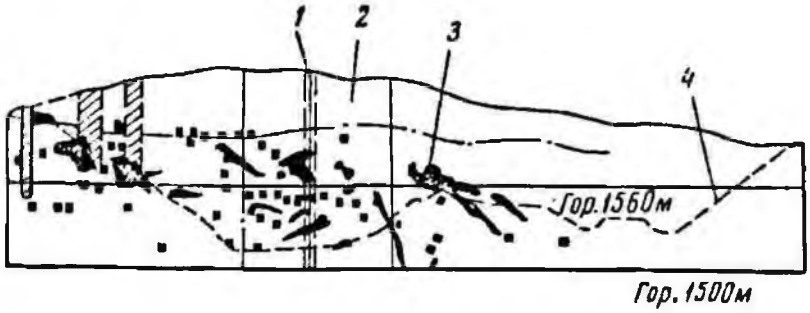


Рис. 54. Совместная разработка месторождения «Беркли»:
1 — ствол шахты; 2 — зона выщелачивания; 3 — рудные тела; 4 — проектный контур карьера

перешел на камерно-столбовую систему разработки.

Медный рудник «Беркли» (США) [5]. Рудник «Беркли» расположен в районе Бьютт, известном богатыми месторождениями золота, серебра и меди, и разрабатывает рудные залежи общей протяженностью более 600 *м*.

Большинство рудных тел месторождения (наиболее богатых) отработано ранее подземным способом и заложено бедной рудой или породой от проходческих работ. Однако старые горные работы вели только на 5% общей площади участка месторождения, намеченного к отработке карьером (рис. 54), начиная с 1955 г.

Общие запасы в границах карьера составляют 123 млн. *т* промышленной руды с содержанием меди 0,83%, серебра 6,2 *г/т*, золота 0,57 *г/т*. Средний коэффициент вскрыши 1,47 $м^3/м^3$. Мощность зоны выщелачивания около 85 *м*. Суточная производительность карьера по руде достигла 30 тыс. *т*. На карьере применяют шарошечные станки, экскаваторы с ковшом емкостью 4,6 $м^3$ и автосамосвалы. Карьерные дробилки соединены с железнодорожными погрузочными устройствами конвейерным тоннелем сечением 2,6 × 3,9 *м*.

Размеры карьера (по верху) 1380 × 780 *м*. Окончательные углы откоса бортов карьера приняты 45° с оставлением берм безопасной шириной 12 *м*. Конечная глубина карьера от 150 до 305 *м* в зависимости от рельефа. На участках, где влияние подземных горных работ значительно, угол откоса бортов карьера уменьшен до 38°. Высота уступов в пустых породах 15 *м*, в руде — 10 *м*.

В районах проектируемого участка месторождения заложили опытный карьер, который нужен для уточнения результатов разведочного бурения, определения объемов вскрыши, количества извлекаемых запасов, содержания меди в руде, а также для характеристик руды на обогатимость и на металлургический передел. Мощность вскрыши в этом карьере была от 37 до 70 *м*.

Результаты отработки опытного карьера признали удовлетворительными и построили основной карьер. Скважины для отбойки руды диаметром 159 и 225 *мм* бурят трехшарошечными долотами станками с электроприводом и дизельным приводом. Сетка скважин 9 × 7,5 и 9 × × 4,5 *м*. В качестве ВВ применяют аммиачную селитру, пропитанную дизельным топливом. Расход ВВ составляет 0,073—0,108 *кг/т*, в среднем 0,085 *кг/т*. Так как вблизи карьера расположен жилой поселок, то количество одновременно взрываемого ВВ ограничивают до 1450 *кг*. Для уменьшения сейсмического воз-

действия массовых взрывов на сооружения и здания применяют детонаторы короткозамедленного действия.

Никелевые месторождения района Садбери (Канада) [5] залегают под толщей никелевого интрузива, который имеет форму асимметричной чаши, выходящей краями на поверхность в виде эллипса, длинная и короткая оси которого составляют соответственно 60 и 27 *км*. Мощность никелевого интрузива у поверхности 1,6—3,2 *км*. Компания ИНК[2] добывает руду на пяти рудниках, наиболее крупными из которых являются «Фруд-Стоби» и «Крейтон».

Рудник «Фруд-Стоби». Самое крупное рудное тело месторождения «Фруд-Стоби» длиной более 3000 *м*, глубиной 1200 *м*, мощностью до 100 *м*. Рудное тело разрабатывают с 1938 г. открытым способом двумя карьерами «Фруд» и «Стоби». Карьер «Фруд-Стоби» является в настоящее время одним из крупнейших в мире. Его максимальная ширина 450 *м*, длина 3 *км* и глубина около 200 *м*.

В 1952 г. работы в южной части карьера «Фруд» опустилась на такую глубину, где открытый способ оказался экономически невыгодным. Поэтому на этом участке перешли на подземный способ разработки. Ранее в этой части карьера добываемую руду перепускали в подземные выработки, в то время как в центральной и северной частях карьера руду транспортировали автосамосвалами.

Подземные работы под южной частью карьера производили системами с открытым очистным пространством и магазинированием руды. К 1956 г. подземные работы под южной частью карьера настолько близко подошли к нему, что стало возможным подготовить подземный блок для обрушения из карьера. Станками канатно-ударного бурения из карьера пробурили скважины диаметром 225 *мм* до подземных очистных камер, расположенных на 12 *м* ниже. Взрыванием скважин алмазного бурения прошли отрезной восстающий, который расширили в отрезную щель сечением 5,5 × × 21 *м*. После этого на гор. 180 *м* массовым взрывом обрушили блок длиной 105 *м* и шириной 60 *м* (запасы 227 тыс. *т* руды).

Руду добывают на трех основных горизонтах (180, 300 и 520 *м*) системой принудительного этажного обрушения. Первый блок сверху ограничен дном карьера. Мощность рудного тела на этом участке колеблется от 75 до 120 *м*, угол падения 75°. Длина блока по простиранию 300 *м*. Ввиду таких больших размеров блока последний разделяется по простиранию целиком шириной 180 *м* на два ряда камер, ширина которых по 28,5 *м*, и с оставлением междукамерных целиков шириной по 13,5 *м*, расположенных вкрест простирания. На более глубоких горизонтах руду добывают системой горизонтальных слоев с закладкой и креплением станковой крепью.

Рудник «Крейтон» является вторым крупнейшим предприятием компании. Зона минерализации, имеющая форму трубы, погружается в районе рудника под углом 45°.

Первоначально выходящую на поверхность брекчиевую руду добывали открытым способом. Глубина карьера достигла 60 *м*.

Параллельно добывали руду подземным способом (под дном карьера) системой с открытым очистным пространством.

Когда полностью перешли на открытую разработку, стали применять систему с магазинированием

руды (до глубины 780 *м*) и горизонтальных слоев с закладкой и с креплением стаканковой крепью на горизонтах, расположенных до 1620 *м* от поверхности.

Медное месторождение «Нчанга» (Замбия) [5]. Рудные тела залегают в осадочных породах, подстилаемых породами докембрийского возраста, и приурочены к синклинальной складке, углы падения 15—25 и 80°. Рудные тела Западная Нчанга, Нчанга, Чингола и Мибуло залегают в южном (пологом) крыле синклинали, а рудное тело Ривер Лодж — в северном. Мощность рудных тел Западная Нчанга 24 *м*, Нчанга — 27,5 *м*. Общие запасы месторождения в 1960 г. составляли более 180 млн. *т* руды со средним содержанием меди 4,65%. Ежегодно добывают более 4800 тыс. *т* руды, из которых 3360 тыс. *т* подземным способом, 960 тыс. *т* карьером «Нчанга» и 480 тыс. *т* карьером «Чингола». Подземный рудник отрабатывает рудное тело Западная Нчанга мощностью 6—36 *м*, угол падения 25°. Его разрабатывают системой этажного принудительного обрушения. Карьер «Нчанга» разрабатывает рудное тело Западная Нчанга.

Месторождение «Нчанга» вначале разрабатывали подземным способом системой слоевого обрушения. Среднее содержание меди около 7%. В 1956 г. начали переход на открытые работы. Общие запасы медной руды около 90 млн. *т*, среднее содержание меди 3,48%. Конечная глубина карьера 244 *м* определена для граничного коэффициента вскрыши, равного 13 $м^3/м^3$. Стоимость строительства карьера (2,5 млн. долл.) на 0,9 млн. долл. меньше, чем стоимость строительства подземного рудника. На вскрышных работах используют роторный экскаватор на гусеничном ходу производительностью 2860 *т/ч*. Породу транспортируют ленточным конвейером к консольному ленточному отвалообразователю с вылетом консоли 50 *м*. Производительность самоходных забойных конвейеров 3000 *т/ч*, максимальная высота подъема 300 *м* при достижении проектной глубины карьера.

Породы вскрыши представлены наносами и выветрелыми породами. Серьезной проблемой является придание необходимой устойчивости бортам в слабых породах висячего бока, мощность которых 120 *м*. Угол откоса борта в этих породах принят 35°. Средний коэффициент вскрыши составляет 9 $м^3/т$. Однако принимаются меры для увеличения угла откоса борта карьера в этой части до 45°. Это дает возможность снизить коэффициент вскрыши до 6 $м^3/т$.

Руду грузят электрическим экскаватором в автосамосвалы и транспортируют ее к двум рудоспускам, по которым руда перепускается на гор. 187,5 *м*. Затем руду грузят в вагоны грузоподъемностью 25 *т* и транспортируют к бункерам шахтных стволов. Перепускаемые рудоспуски перекрыты колосниковыми грохотами для вторичного дробления руды. По мере опускания карьера грохоты периодически снимают и после опускания уступа устанавливают соответственно ниже.

Урановое месторождение «Ганнер» (Канада) расположено на берегу оз. Атабаска в провинции Саскачеван. Месторождение открыто в 1952 г., а разрабатывается с 1955 г. До 1958 г. всю руду добывали только открытым способом. В 1961 г. вступил в строй подземный рудник. Запасы месторождения более 4 млн. *т* руды с содержанием U_3O_8 в среднем

0,2%. Падение рудного тела на юг под углом 45°. Ближе к поверхности рудное тело монолитное, круглое, в плане диаметром около 135 *м*. Ниже восьмого горизонта (345 *м*) оно приобретает линзообразный характер; линзы параллельны простиранию пород висячего бока. Однако рудное тело можно разрабатывать и ниже десятого горизонта (435 *м*). Рудные материалы представлены урановой смолкой и уранофаном. Контуры рудного тела устанавливают только на основе опробования. Наносы представлены ледниковыми рыхлыми породами и торфяниками.

Длина карьера 300 *м*, ширина — 240 *м*, конечная глубина — около 115 *м*. Высота уступов 10 *м* с оставлением берм шириной 7 *м*. Результирующий угол откоса бортов карьера 55°. Когда исследованиями установили большую устойчивость бортов карьера, то бермы ликвидировали на пяти смежных уступах. Южный борт карьера на высоту более 45 *м* оставлен вертикальным. Коэффициент вскрыши снижен с 2,48 до 1,83 $м^3/т$.

С 1955 г. начали подготовительные работы к подземной разработке месторождения.

В 48 *м* от юго-западного борта карьера прошли вертикальный ствол на глубину около 600 *м*. Ствол оборудован одной клетью и одним скипом и вскрывает 13 этажей высотой 45 *м*. Применяют систему разработки с магазинированием руды и закладкой, так как она позволяет селективную отработку руд с относительно высоким содержанием полезных компонентов. Руду отбивают глубокими взрывными скважинами параллельными рядами. После выпуска отбитой руды из камер последние закладывают пустой породой вскрыши или хвостами обогатительной фабрики.

Закладка камер обеспечивает поддержание пород вышележащей толщи и предотвращает обрушение их при отработке целиков. Бедные участки рудного тела используют как целики. Уложенная породная закладка допускает углы естественного откоса около 37°, та же самая закладка, насыпанная свободно в камеры, допускает углы естественного откоса до 60°.

Проектный угол наклона висячего бока в камерах 55°.

После закладки одной камеры соседняя взрывается на закладку первой, которая становится лежачим боком. Использование закладки в качестве лежачего бока оказалось эффективным, причем разубоживание отбитой руды породами закладки незначительно.

Руду добывали в основном в семи больших камерах, наиболее крупная из которых имела запасы около 700 тыс. *т*. Из пяти основных целиков временный вертикальный целик шириной 15 *м* расположен между подземными работами и карьером. Целики взрывают на прилегающие камеры. Этим можно довести извлечение запасов подземным способом до 95% и более.

Медный рудник «Крэйгмонт» (Канада) [5] расположен в провинции Британская Колумбия и введен в эксплуатацию в середине 1961 г. Рудная залежь находится в крутопадающих (до 90°) известняках, имеющих пологое склонение на восток. Руда представлена халькопиритом. Запасы руды на 1962 г. составляли 22 млн. *т* со средним содержанием меди 2,08%. В пределах общей рудной зоны мощностью 95 *м* разведкой оконтурены три залежи: Главное рудное тело, Рудное тело Северного

крыла и Рудное тело сиклинали.

Решили верхнюю часть месторождения (на глубину около 350 *м*) отработать карьером. Так как рудная зона расположена внутри пологого склона горы и падение залежи почти параллельно этому склону, карьер имеет форму подковы.

Углы откоса составляют для западного и северного бортов 51°, для южного — 41°. Выполаживание южного борта вызвано увеличением ширины берм до 15,5 *м*.

В конце 1961 г. на руднике встал вопрос о совместной разработке месторождения. Запасы опытного блока около 130 тыс. *т* руды с содержанием меди свыше 4%. Длина блока 67 *м*, высота 73 *м*, средняя мощность 7,6 *м*, висячий и лежачий бока почти вертикальные. Применили систему разработки с магазинированием руды и последующей закладкой, так как руда и вмещающие породы неустойчивы.

Буроугольное месторождение «Санта-Барбара» (Италия). Буроугольный пологий пласт этого месторождения залегает в третичных песчано-глинистых породах. Подстилающие породы представлены песками с отдельными линзами и слоями глин, покрывающие породы — плиоценовые глины и четвертичные отложения.

Месторождение на протяжении нескольких десятков лет разрабатывали подземным способом. Частично выработали фланговые участки и в меньшем объеме — центральный. Подземные работы сопровождались многочисленными пожарами с обрушением пород.

Открытые работы на месторождении начали в 1956 г. В первые годы вскрышные породы размещали во внешних отвалах с постепенным включением (с 1963—1964 гг.) внутренних отвалов. В течение первых пяти лет во внешние отвалы было вывезено 33 млн. $м^3$ вскрышных пород. К настоящему времени их общий объем превышает 100 млн. $м^3$. Карьер имеет значительную глубину, но ограниченные размеры по площади. Предельный коэффициент вскрыши равен 10 $м^3/т$, по карьеру — 5,5 $м^3/т$. Сложным вопросом является обеспечение устойчивости бортов карьера. Покрывающие породы крайне неустойчивы, особенно это относится к плиоценовым глинам. Структура их нарушена в результате сдвижения при подземных разработках.

Пласт залегает в виде мульды с поднятием к внешнему контуру, что также ухудшает условия устойчивости бортов, особенно если учесть, что подземные разработки производили преимущественно на периферийных участках. Крайне неблагоприятны гидрогеологические и климатические факторы, а также рельеф местности. Годовое количество осадков достигает 900—1200 *мм*. Выпадают они преимущественно в течение 5—6 месяцев. Вследствие стока в сторону карьера с большой площади и неравномерного выпадения осадков (во время отдельных ливней выпадает до 65 *мм* осадков) крайне затруднен отвод поверхностных вод. По этим причинам угол откоса бортов принят 16—18°. Однако и при таких углах откосов часть бортов находится в неудовлетворительном состоянии. Несмотря на неблагоприятные условия, переход на открытый способ разработки снизил издержки производства, позволил значительно увеличить уровень добычи и снизить потери в недрах.

Карьер редких металлов. Участок месторождения сложен изве-

сланцами силура, углисто-кремнистыми, углисто-глинистыми и глинисто-слюдистыми породами ордовика. Геологическое строение участка весьма осложнено складчатыми структурами, разрывными тектоническими нарушениями и многочисленными зонами трещиноватости. Крепость пород 5—8, объемный вес 2,57—2,66 *т/м*³.

Особенностью месторождения, вызывающей трудность его отработки, является также склонность к самовозгоранию большей части руд и вмещающих пород. В этом заключается их принципиальное отличие от других, известных практике, пожароопасных месторождений, где обычно самовозгораются только руды. Основными пожароопасными компонентами участка являются пирит и органическое вещество. Окисление пирита (в раздробленном состоянии) начинается при более низких температурах, чем окисление органического вещества.

Как правило, эндогенные пожары возникают на участках, нарушенных горными работами. Особенно интенсивно они развиваются при вскрытии открытыми работами районов старых подземных работ. Кроме уступов, пожары возникают также в бортах и отвалах карьера. Основными факторами, обусловливающими наиболее благоприятные условия для окисления, являются: достаточный для окисления приток кислорода (вода, воздух); максимальная поверхность обнажения окисляющего материала; аккумуляция выделяющегося при окислении тепла.

Высокая тектоническая нарушенность и слабая устойчивость массива с гнездообразным распределением пирита и органического вещества делают всю продуктивную толщу участка опасной в пожарном отношении и требует применения специальных мероприятий, предупреждающих возникновение пожаров при ведении горных работ. Борьбу с эндогенными пожарами на первом этапе месторождения проводили заливанием, позже перешли на камерную отработку с твердеющей закладкой.

Выполненные большие объемы подземных горных работ в основном системами разработки с обрушением налегающих пород привели к значительной искусственной деформации структуры массива и образованию пустот.

Участок отрабатывают повторно открытым способом. Параметры карьера: проектная глубина 240 *м*, длина 1640 *м*, ширина 900 *м*. Генеральный угол погашения борта карьера 32° 30′—35° 30′. Высота уступа на вскрыше 10 *м*, на очистных — 5 *м*. Ширина предохранительных берм на верхних горизонтах 6 *м*, на нижних основных горизонтах — 9 *м*, на промежуточных — 3 *м*.

Скважины бурят пневмоударными станками при диаметре скважин 110 *мм*. Режим работы трехсменный.

Взрывают два раза в неделю — в среду и в субботу. В качестве ВВ применяют игданит, тротил. Последний применяют только в породах с повышенными температурами — от 50 до 200° С. При этом при температуре пород 50—100° С технология зарядки следующая: заряжают от низкотемпературных скважин к высокотемпературным; детонирующий шнур опускают на всю глубину скважины, заряжают гранулированным тротилом; заряжают и взрывают не более одной смены; детонирующий шнур каждой температурной скважины подсоединяют

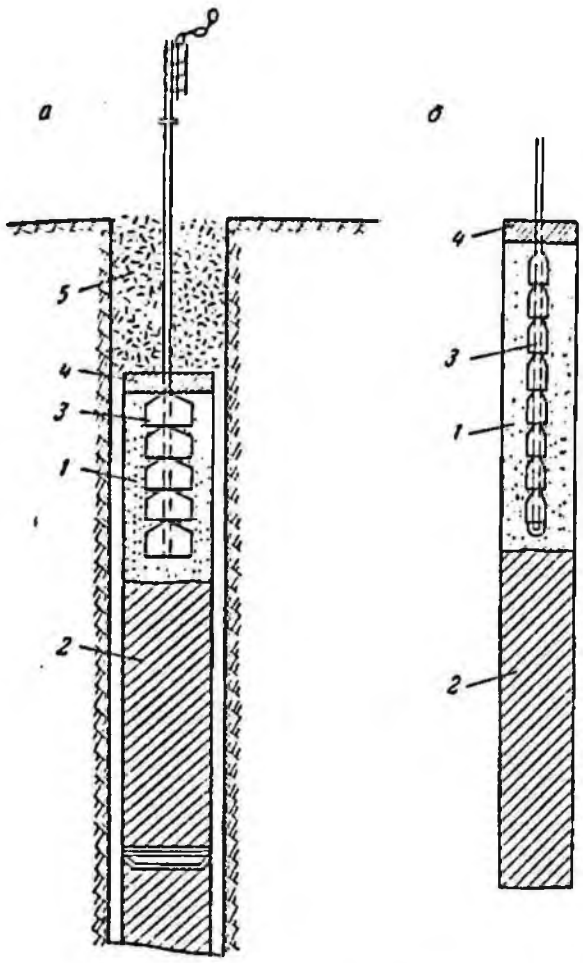


Рис. 55. Зарядка температурных скважин:
а — конструкция заряда; б — патрон боевик; 1 — насыпной тротил; 2 — литой тротил; 3 — прессованный тротил; 4 — пробка патрона; 5 — забойка

непосредственно к электровзрывной сети. При наличии пустот или трещин скважины перед зарядкой обсаживают картонными трубами.

При температуре пород 101—200° С заряжают патронированным литым тротилом в картонных гильзах длиной 400—500 *мм*, диаметром 50 *мм* и весом 3 *кг*, детонирующий шнур опускают только в патрон-боевик, располагаемый в верхней части скважины и состоящий из литого (нижняя часть) и гранулированного тротила (рис. 55). Время на заряжание и взрывание скважин составляет не более 30 *мин*.

Параметры взрывных работ: расстояние между скважинами 3 × 3 и 4 × 4 *м*; величина перебура 1 *м*; линия сопротивления по подошве уступа 3,5—4,5 *м*. Применяется метод короткозамедленного взрывания с предварительным образованием щели по контуру взрываемого поля и применением подпорной стенки по фронту забоя уступа. На очистных работах взрывные работы ведут на высоту уступа (10 *м*), а взорванную горную массу выпимают слоями мощностью 5 *м*, что допускает селективную отработку месторождения. В близких к подземным выработкам зонах применяют внутрискважинное замедление с целью снижения сейсмического эффекта взрывов.

Горную массу грузят экскаваторами ЭКГ-4 с ковшом емкостью 3 $м^3$ (на вскрыше) и 1,6 $м^3$ (на добыче).

Транспорт в карьере комбинированный. Балансовую и забалансовую руду перевозят автосамосвалами КрАЗ-222 на погрузку в железнодорожные бункера и рудные отвалы. Вскрышные породы такими же автосамосвалами из забоев доставляют к приемным бункерам конвейерной установки и затем системой конвейеров отвалообразователя транспортируют во внешние отвалы.

Для выявления местонахождения и размеров пустот районы старых подземных работ разбуривают по сетке 10 × 10 *м* скважинами диаметром 110 *м* и глубиной 30—60 *м*. Обнаруженные пустоты на небольшой глубине (до 6—20 *м*) погашают буровзрывным способом, на больших глубинах — закладкой.

В связи с влиянием подземных горных работ, а также выветриваемостью и трещиноватостью пород,

слагающих борта карьера, на ряде участков наблюдаются оползни. Для их предотвращения успешно применяют штанговое крепление (рис. 56). Технология устройства штангового крепления следующая. В зависимости от условий бурят 2—3 ряда скважин глубиной от 8 до 30 *м* и диаметром 150 *мм*, в них автокраном вставляют трубы диаметром 100 *мм*. Затем скважины под давлением заполняют бетоном. Верхнюю часть всех труб соединяют арматурным железом диаметром 18 *мм*, нижнюю часть перфорируют для обеспечения возможности заполнения бетоном пространства между трубами и стенками скважины. При креплении массива в нижней части оползня и на предохранительных бермах трубы в крайнем от карьера ряду выводят на 1,5—2 *м* от отметки бермы и к ним крепят деревянный полок, предохраняющий падение кусков горной массы в рабочее пространство карьера. Для укрепления бортов картера пробурено и оборудовано более 400 скважин общей длиной более 7000 *м*.

Обеспечение безопасности горных работ при совместной разработке. Безопасные расстояния между открытыми и подземными горными работами с учетом местоположения горных выработок, устойчивости бортов карьера и потолочин, параметры между открытыми и подземными работами на отдельных предприятиях принимают различными. Ниже приведены данные открытой повторной и совместной отработки одного из карьеров редких металлов.

Очистной блок расположен под рабочим горизонтом карьера. В этом случае расстояние между кровлей очистных выработок и рабочим горизонтом должно составлять не менее 30 *м*. Если рабочие горизонты приближаются к непогашенным горным выработкам на расстояние менее 30 *м*, то эти выработки герметизируют перемычками. Состояние перемычек и крепи контролируют перед и после каждого взрыва в карьере и вблизи лежащих районов подземных работ.

Очистной блок расположен в борту карьера. В этом случае работы в карьере производят на расстоянии не менее 40 *м* от работающих очистных блоков. Перед взрывными работами в зоне 40 *м* выработанное пространство закладывают (кроме основных штреков, закладочных штреков и восстающих).

Буровые и экскаваторные работы в карьере производят на расстоянии не менее 20 *м* от очистных блоков. Если рабочие уступы приближаются к непогашенным выработкам на расстояние менее 30 *м*, то эти выработки герметизируют перемычками.

Пробуренные из карьера разведочные и контрольные скважины после получения необходимой информации немедленно погашают — засыпают (за исключением верхней части, равной проектной глубине верхнего горизонта) или плотно закрывают. О всех взрывных работах, проводимых в опасной зоне, оповещают в уведомлениях на взрыв (эскиз, расчет количества ВВ — общий и на одно замедление, время взрыва); они утверждаются техническими руководителями открытых и подземных горных работ. Технический руководитель подземных работ намечает мероприятия по обеспечению безопасности (защита трудящихся в шахте, ограждение горных выработок и т. п.).

Предупредительные извещения для трудящихся карьера служат для информации руководящих работ-

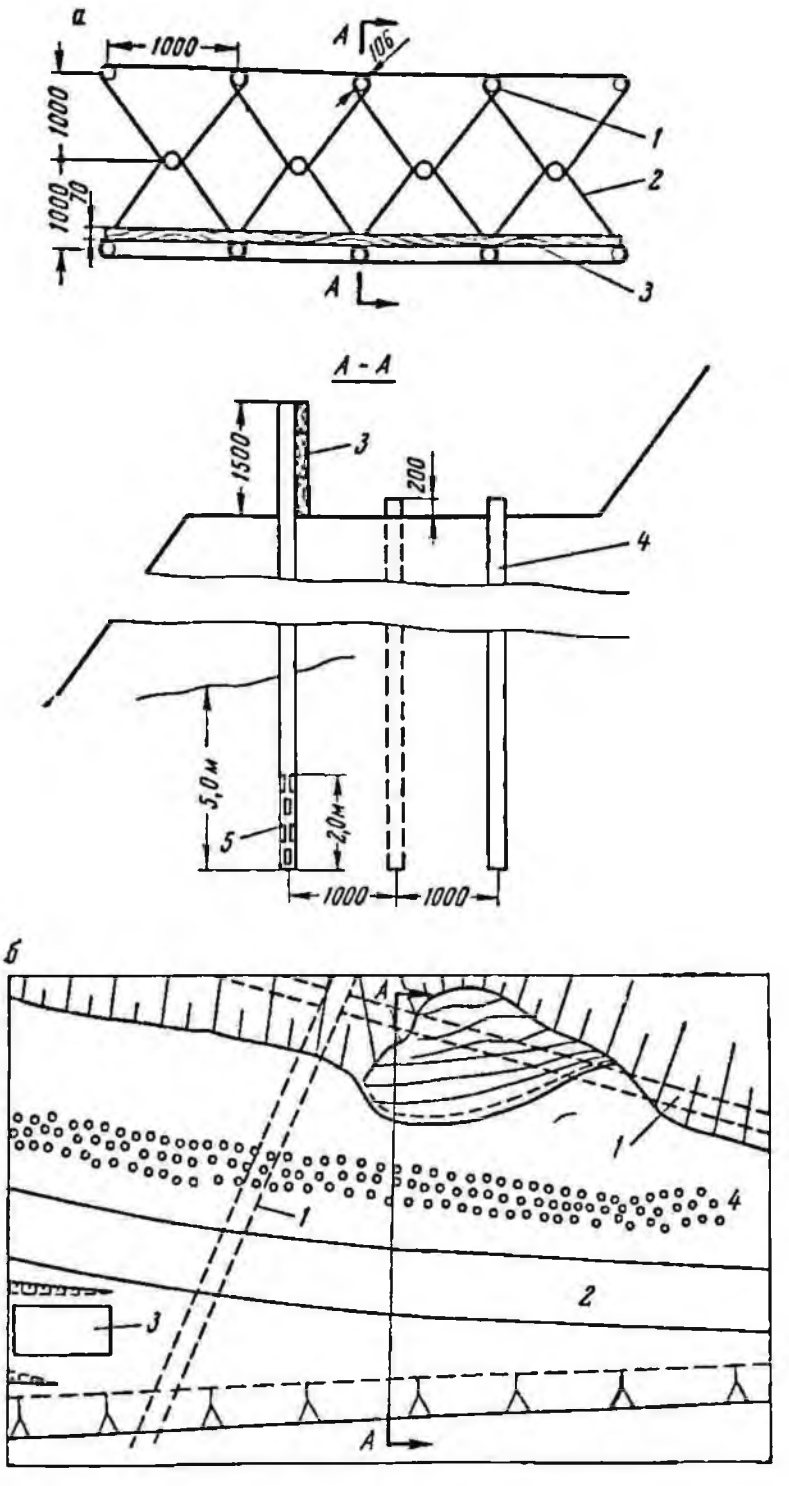


Рис. 56. Установка штанговой крепи:

а — на уступе: 1 — буровая скважина; 2 — соединение труб; 3 — отбойная стена; 4 — обсадная труба; 5 — перфорированная часть трубы; б — укрепление южного борта карьера: 1 — штрек; 2 — автодорога; 3 — трансформаторная станция; 4 — штанговая крепь

ников и инструктажа рабочих. Составляет их маркшейдерская служба на основе утвержденных месячных планов и выдает до 25 числа предыдущего рабочего месяца ответственным лицам.

Для руководящих работников составляют общие предупредительные извещения, а для рабочих — предупредительные извещения по их участку работы. До проведения маркшейдерских замеров они служат в качестве ориентировочных данных.

Технический руководитель открытых работ несет ответственность: за разработку и осуществление мероприятий, которые необходимо провести на основании предупредительных извещений; за передачу предупредительных извещений ИТР и рабочим; за проведение инструктажа и информации трудящихся перед началом работ о ситуации, ожидаемой в соответствии с содержанием предупредительного извещения.

При направлении трудящихся на новое рабочее место, по которому с учетом ситуации выдано предупредительное извещение, проводят повторный их инструктаж.

На запланированных к отработке рабочих площадях проверяют наличие под ними горных выработок и пустот. Результаты проверок вносят в соответствующие журналы. Все площади старых очистных подземных работ и зоны обрушений относят к району общего обрушения. Эти районы выделяют в маркшейдерских планах и разрезах.

Предупредительные извещения содержат также данные об отметках кровли горных выработок. На них также указывают соответствующие ориентиры, в качестве которых обычно используют постоянные стационарные установки и маркшейдерские точки. В случае необходимости изменения направления открытых горных работ получают разрешение на работу в новом районе.

На основании месячного плана горных работ разрабатывают план проведения буровых работ, необходимых для обеспечения безопасного ведения горных работ.

В плане указывают: тип и количество буровых механизмов, число и расположение скважин, диаметр скважин, глубину скважин, мероприятия по обеспечению полной безопасности работ в этих районах.

Результаты буровых работ, проведенных для обеспечения безопасности ведения горных работ, учитывают, анализируют и наносят на маркшейдерские планы и разрезы. Предупредительные извещения оформляют на все горные выработки, вертикальное расстояние которых от запланированных рабочих уступов составляет менее 30 *м* (от кровли горных выработок).

При обнаружении пустот добычные работы прекращают и бурят дополнительные скважины для точного определения границ пустоты; их бурят согласно специально составляемому проекту. Обнаруженные пустоты устраняют до начала добычных работ. Пустоты ликвидируют методом взрывания или закладки. Для ликвидации пустот при подземных горных выработках (слепые шахты, восстающие, квершлаги, штреки) применяют парносближенные скважинные заряды. В случае любого рода обрушений (обвалов) в опасных районах немедленно прекращают все работы и их ограждают. Работники маркшейдерской службы проводят замеры места обвала, на основании которых составляют организационно-техни-

ческие мероприятия по дальнейшей отработке обрушенного участка.

Качество воздуха на нижних горизонтах карьера замеряют ежесменно. В случае повышения концентрации ядовитых газов всех работающих, находящихся в опасной зоне, немедленно выводят в безопасное место.

В районах открытых работ при повторной разработке следует ожидать наличия оставшихся минных камер, отказов в шнурах и скважинах, остатков ВВ в результате неполного взрывания при подземных работах. Такие опасные пункты находятся на маркшейдерских планах и указываются в предварительных извещениях. С учетом вида отказов, состава ВВ и его количества разрабатывают мероприятия по обеспечению безопасности горных работ. Разведочное и эксплуатационное бурение в опасной зоне производят станками с дистанционным управлением. При этом бурильщик находится в железобетонном бункере на расстоянии 60—80 *м* от бурового станка. Все трудящиеся проходят инструктаж о поведении во время работ в опасной зоне, включая мероприятия по обеспечению безопасности.

Для бурения в нарушенных подземными работами массивах с целью определения и последующего погашения пустот, наряду с наклонным бурением, которое в нарушенных массивах трудоемко, а в большинстве случаев по техническим причинам совершенно невозможно, пользуются вертикальным со специальных буровых площадок, расположенных на канатах (рис. 57). Перед строительством моста опасный участок ограждают и к нему в зоне обрушения намечают трассу подъездной дороги, по которой перемещают людей и транспортируют материалы. На рис. 57, *б* показана конструкция моста под максимальную нагрузку 24 *т*.

Технические данные моста

Расстояние между точками закрепления канатов, *м*	60
Число канатов	2
Размеры буровой площадки (моста), *м*	6×6
Вес моста, *т*	2,7
Допустимая максимальная нагрузка, *тс*	24
Максимально возможный размер воронки обрушения, *м*	12
Провисание моста после обрушения, *м*	2
Тип стального каната	24Б160
Запас прочности канатов	2
Общая нагрузка канатов, *тс*	26,7
Предварительное натяжение, *тс*	1
Максимальная нагрузка на канат, *тс*	13

§ 5. Комбинированная разработка рудных месторождений

Под комбинированной разработкой полагаем такой способ, когда месторождение вначале отрабатывают открытым способом, а затем подземным (рудники Криворожского бассейна, «Кируна» и др.). Когда при таком способе открытые и подземные работы длительное время ведут одновременно (рудники Кривого Рога, Высокогорский, «Эрцберг», «Фруд-Стоби», «Ганнер» и др.), этот способ мы относим к совместной разработке месторождений, а некоторые авторы его относят к комбинированной разработке.

Из комбинированной открыто-подземной разработки рассмотрим примеры: рудник «Буа-Нуар» (Франция), «Премьер» (ЮАР), компания Де Бирс (рудники «Балтфонтейн», «Дютойтспан», «Уэсселтон» и «Ягерсфонтейн»).

Рудник «Буа-Нуар» разрабатывает центральную часть месторождения. Мощность оруденения

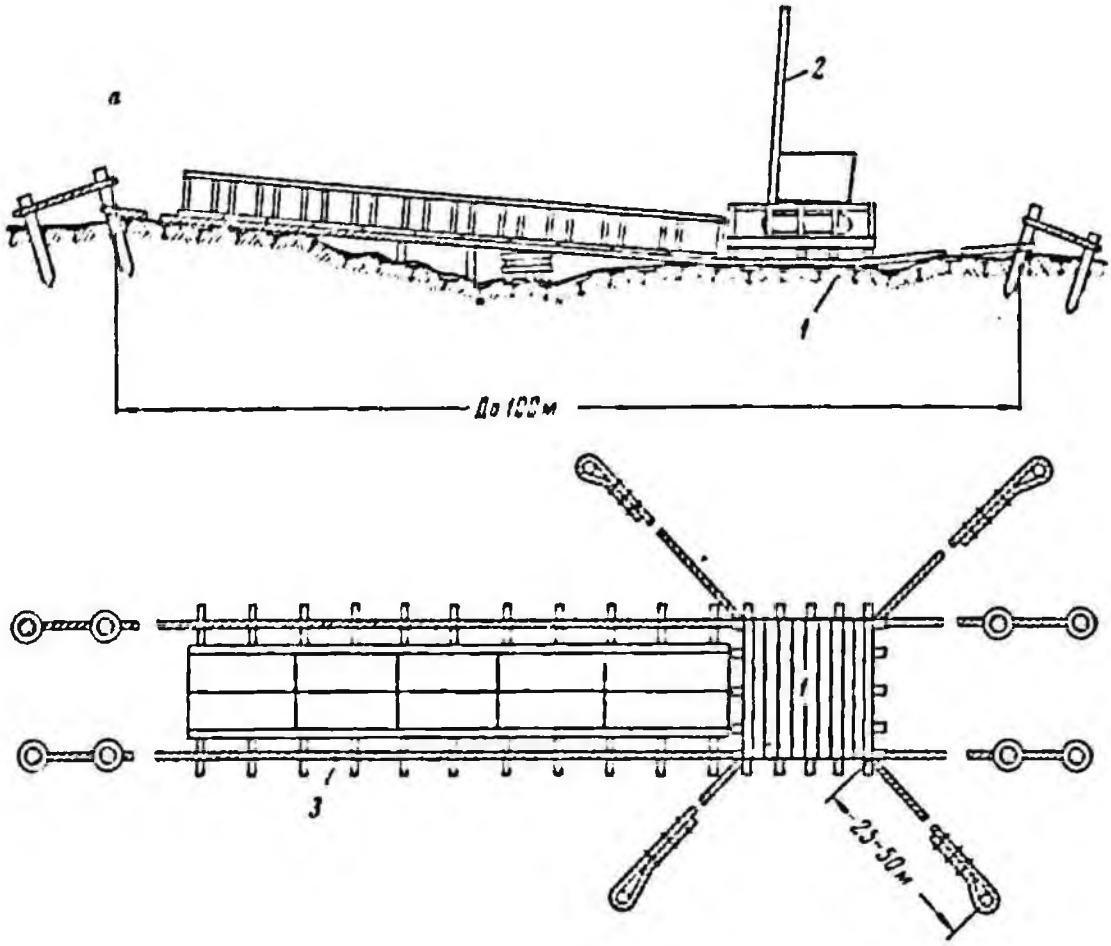
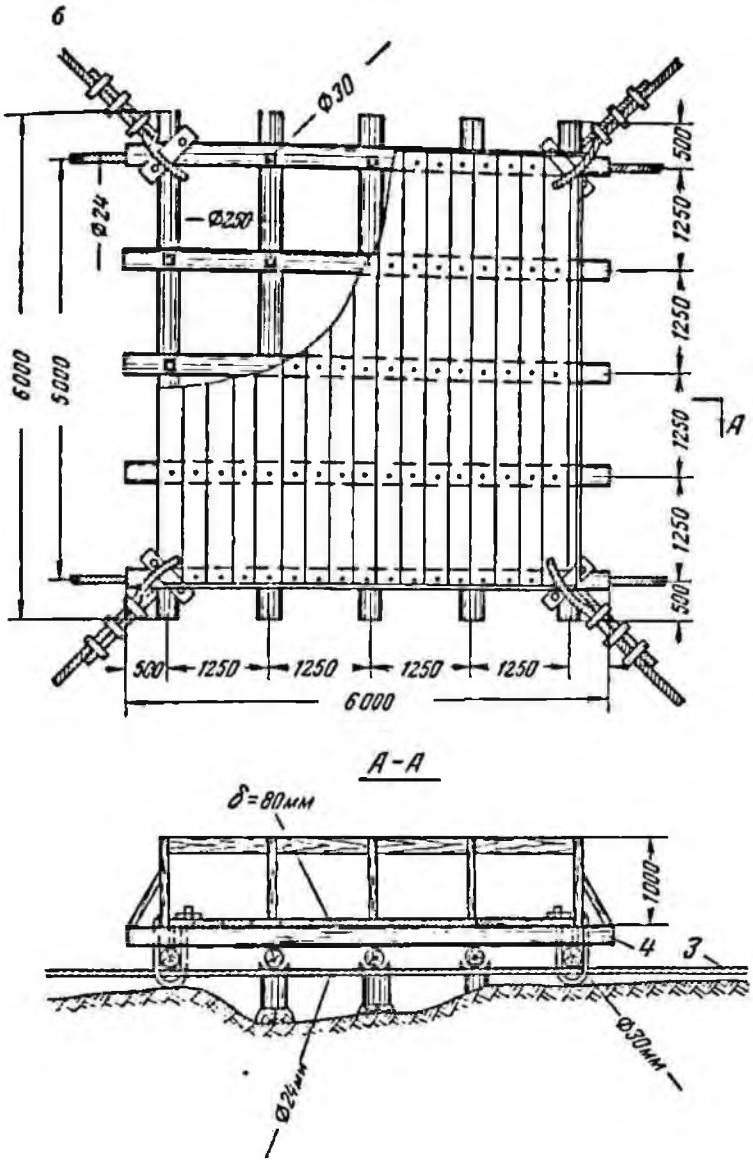


Рис. 57. Буровой мост на канатах:
а — схема установки моста; б — конструкция моста; 1 — мост; 2 — буровой станок; 3 — несущие канаты; 4 — брусья

достигает 30 *м*, среднее содержание урана в руде 0,7%. Открытые работы будут вести до глубины 60 *м*. Коэффициент вскрыши карьера первой очереди (глубина 40 *м*) 9, карьера второй очереди — 21.

Рудником «Премьер» разрабатывается вертикальная трубка кимберлита, имеющая овальную форму размером 880 × 450 *м* на поверхности. Вмещающими породами являются устойчивые фельзиты. В центре трубки в голубую породу внедрен массив кварцитов, имеющий форму клина и постепенно исчезающий на глубине. До 1933 г. трубку отработали на глубину 186 *м* открытым способом. В 1945 г. при возобновлении работ перешли на подземную разработку системой с открытым очистным пространством (рис. 58, *а*, *б*).

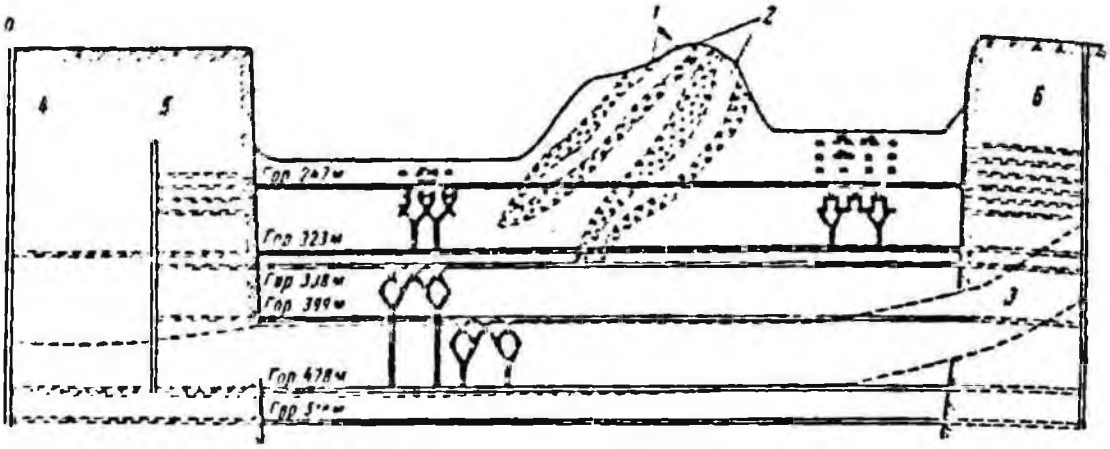
На рудниках компании Де Бирс открытые работы прекращены



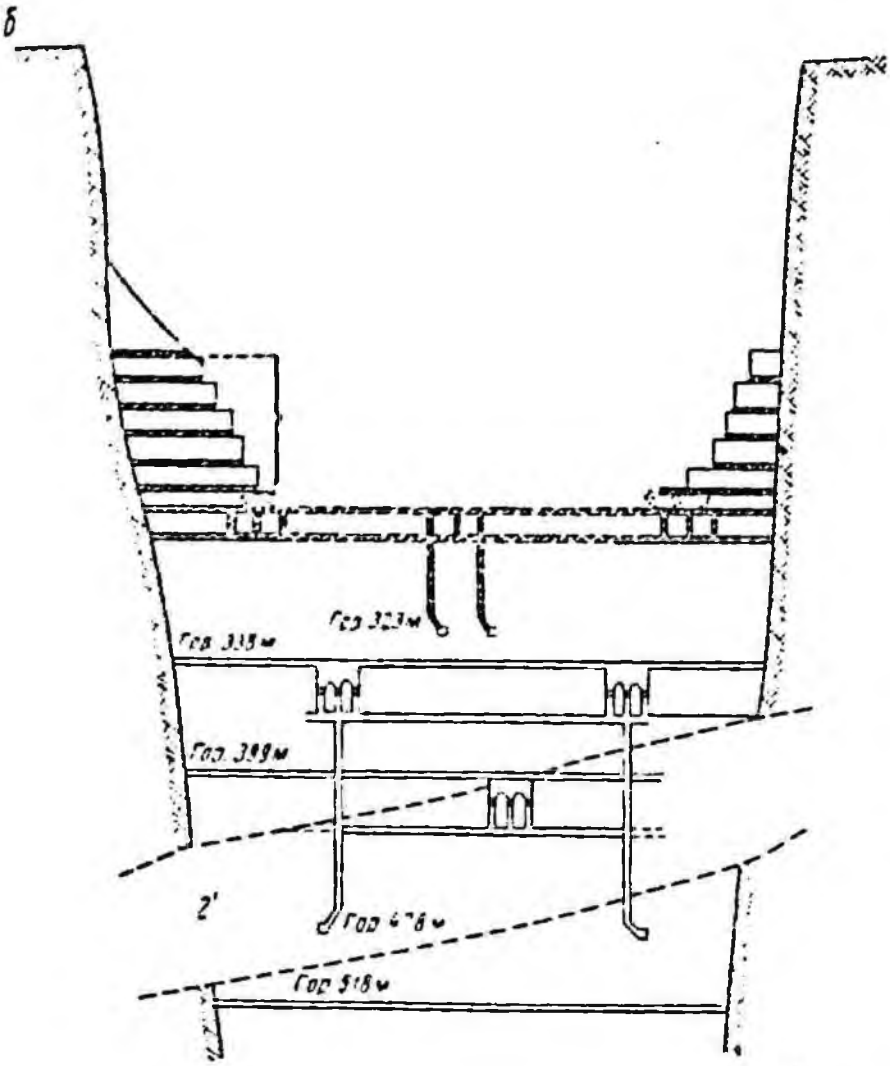
с 1908 г. При возобновлении работ в 1959—1962 гг. перешли на подземную разработку. На руднике «Ягерсфонтейн» рудное тело представлено трубкой кимберлитов размером на поверхности 426 × 303 *м*, которая на глубине 762 *м* сужается до дайки шириной 82 *м*. До глубины 274 *м* трубка отработана открытым способом, до гор. 411 *м* — подземным способом системой с открытым очистным пространством, до гор. 570 *м* отрабатывают системой этажного самообрушения (см. рис. 58, *б*).

При применении системы этажного самообрушения на рудниках компании Де Бирс применяют очень большую высоту этажа, равную 120—183 *м*, очень малые расстояния между выпускными отверстиями (3—4 *м*) и очень малое их сечение, составляющее 1,2 × 1,2 *м*. Таким образом, практика работы зарубежных рудников противоречит

а



б



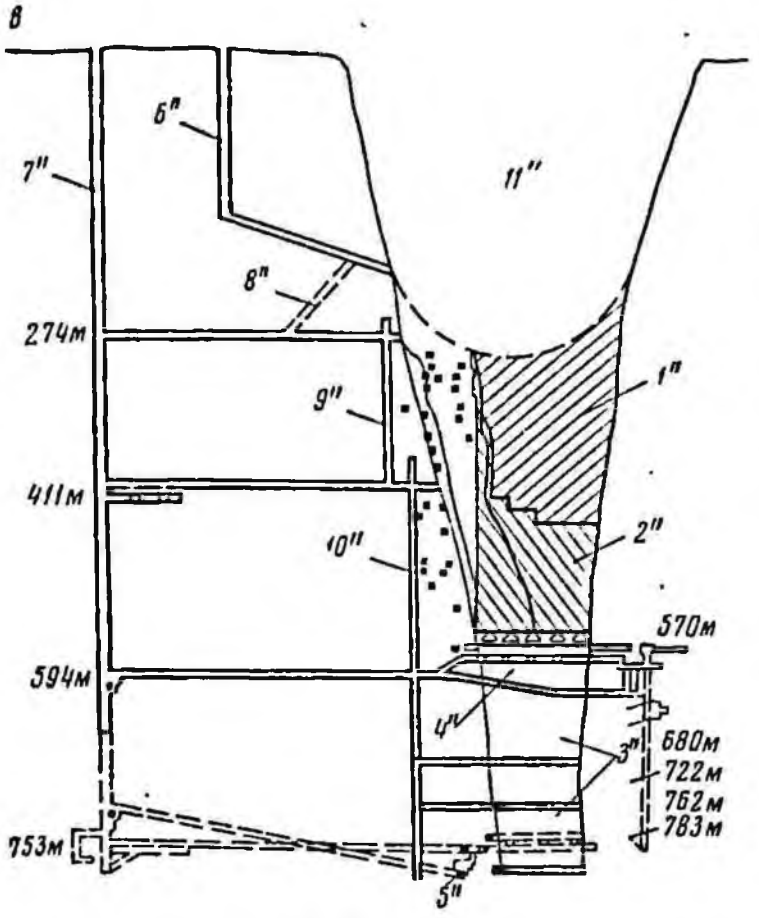


Рис. 58. Комбинированная разработка на руднике «Премьер» (а и б) и на руднике «Ягерсфонтейн» (в):

а — разрез с запада на восток: 1 — конгломераты; 2 — кварциты; 3 — габбро; 4 — ствол № 1; 5 — слепой ствол № 1; 6 — ствол № 2; б — разрез с севера на юг: 1' — уступы в дне карьера; 2' — габбро; в — разрез трубки «Ягерсфонтейн»: 1" — отработано системой с открытым очистным пространством с отбойкой руды из подэтажных штреков; 2" — отработано системой этажного самообрушения; 3" — блок, подготовленный к отработке системой этажного самообрушения; 4" — вентиляционный горизонт; 5" — дробилка; 6"— вентиляционный ствол № 2; 7" — подъемный ствол № 1; 8" — вентиляционный ходок; 9" — слепой ствол № 1; 10" — слепой ствол № 2; 11" — карьер

рекомендациям М. Д. Фугзапа, А. П. Иконникова, П. П. Фельшау, П. М. Вольфсона и других (см. главу I).

К комбинированной разработке следует относить схемы, когда вначале отрабатывают подземным способом богатые или ценные руды, затем остальную часть месторождения: рудники «Маяк», «Октябрьский» (Норильск), «Первомайский» (Кривой Рог) и другие, подземную разработку сближенных пластов и двухъярусную разработку. В этих случаях отработка одного участка, пласта или яруса влияет на отработку другого участка, пласта или яруса. При этом очень важно знать механику сдвижения пород и горное давление.

Двухъярусная разработка Новокальинского месторождения предложена и исследована И. И. Плотниковым, М. П. Мочалиным и автором. Для увеличения в два раза фронта работ предложили пологую залежь отрабатывать одновременно на двух ярусах. На первом ярусе отрабатывается верхняя часть месторождения, на втором — с глубины 600 *м*. По мере отработки месторождения между двумя ярусами образуется барьерный или междуярусный целик шириной по восстанию до 100 *м*. Отработка его представляет очень сложную проблему, так как он будет подвержен большому горному давлению [91].

Комбинированная разработка на руднике «Маяк» детально рассмотрена ниже.

§ 6. Пути механизации горно-транспортных работ на карьерах[1]

При ведении открытых горных работ в зоне обрушения действующих подземных рудников и в зоне подземных пустот особые повышенные требования предъявляются к горному оборудованию и технологическим процессам рыхления, выемки и погрузки руд. Это оборудование, наряду с высокой производительностью и экономичностью, должно обладать небольшим весом и габаритами, высокой мобильностью и маневренностью, что позволит уменьшить мощность потолочин, обеспечит возможность применения наиболее эффективных способов селективной разработки и безопасность буровзрывных, выемочно-погрузочных и транспортных работ. Этим требованиям отвечают машины на пневмоколесном ходу — легкие буровые станки, одноковшовые погрузчики, бульдозеры и др. Ниже приводится описание технологических процессов буровзрывного и механического рыхления горных пород, выемки, погрузки и транспортирования руд с применением новых мобильных видов оборудования, получающего в последние годы преимущественное распространение на карьерах при совместной, повторной и селективной разработке месторождений.

Буровзрывное рыхление горных пород. Необходимость селективной разработки определяет применение вертикальных, наклонных и горизонтальных взрывных скважин малого и среднего диаметра.

В отечественной практике отделение горных пород от массива и их дробление в настоящее время производят в основном вертикальными скважинными зарядами диаметром от 155 до 269 *мм*. Мобильные буровые машины и станки легкого типа для бурения скважин малого и среднего диаметра пока широко не распространены при добычных работах. Их применяют в основном для обуривания крупных порогов, оставшихся после массовых взрывов, при заоткоске бортов, для бурения наклонных и горизонтальных скважин в уступах (например, когда верхняя часть уступов обрушилась в старые подземные выработки), для бурения скважин в тех местах, где невозможно установить крупные буровые станки, и т. д. Это объясняется отсутствием высокопроизводительных и надежных быстроходных буровых станков для бурения направленных скважин малого и среднего диаметра, научно обоснованных решений их применения, стремлением получить наибольший выход взорванной горной массы с 1 *м* скважины, не считаясь с показателями разубоживания и потерь руд.

В последние годы буровые машины БМК-2, БМК-4, СБМК-5 и другие, а также колонковые перфораторы тяжелого типа (КС-50, КПМ-4) монтируют на шасси автомобилей, гусеничных тракторов или тележках, что придало им мобильность и обеспечило улучшение использования их во времени. Необходимо интенсифицировать создание мобильных буровых агрегатов для бурения направленных скважин малого и среднего диаметра (многошпиндельных буровых машин, шарошечных станков легкого типа, а также малогабаритных высокопроизводительных компрессоров). Уже сейчас имеется ряд легких буровых машин, и в первую очередь СБМК-5, которые целе-

[1]. Данный параграф написан К. Н. Трубецким.

сообразно применять в карьерах при ведении горных работ в зоне обрушения действующих подземных рудников и в зоне отработанных незаложенных камер. Средняя сменная производительность таких станков пневмоударного бурения (БМК-4, СБМК-5 и «Урал-61») на карьерах при бурении скважин по породам крепостью 4—8 составляет 26—50 *м*, крепостью 8—10 — 16—25 *м*, крепостью 12—14 — 10—16 *м*, а стоимость бурения 1 *м* скважины, как правило, колеблется в пределах 3—5 руб.

В зарубежной практике даже крупные станки пневмоударного и шарошечного бурения стали устанавливать на пневмоколесный ход, что обеспечило повышение мобильности станков, снижение их веса, значительное улучшение использования станков во времени, сокращение парка станков в несколько раз, доведя его даже на крупных карьерах до 2—3 единиц. Так, на крупных меднорудных карьерах Канады «Бетлехем» и «Крейгмонт» производительностью соответственно 21,6 тыс. и 50 тыс. *т* горной массы в сутки работают всего по 2 буровых станка тяжелого типа на пневмоколесном ходу модели 40-R фирмы «Бюсайрус-Эри» (США), которые при двух-трехсменной работе полностью обеспечивают необходимый объем бурения скважин диаметром до 229 *мм*. Использование этих станков во времени достигает 85—90%. Производительность станка по породам средней крепости составляет 105 *м* в смену. Для бурения скважин диаметром 165—178 *мм* применяют тяжелые буровые станки на пневмоколесном ходу на карьере «Майнт Морган» (Австралия) и др.

Однако для достижения требуемой высокой мобильности, наряду с заменой гусеничного хода у буровых станков на пневмоколесный ход, за рубежом буровые станки (даже типа «Бюсайрус-Эри» 60-R) оборудуют дизельными двигателями.

В зарубежной практике при селективной выемке для бурения скважин в абразивных и крепких породах применяют либо высокопроизводительные многошпиндельные буровые машины, либо станки пневмоударного бурения, которые менее громоздки и легче по сравнению с шарошечными станками и позволяют бурить на небольших участках. Так, на карьере «Кэм Котна» (Канада) производительностью 2,65 тыс. *т* горной массы в сутки и размером 255 × 135 *м* (в работе находится всего 6 уступов высотой по 9 *м*) используют две буровые тележки фирмы «Гардпер Денвер» типа «Аир Трек» с установленными на них тяжелыми перфораторами ударного действия с независимым вращением.

В Ирландии на карьере «Тайнах» размером в плане 720 × 210 *м* при селективной выемке руды скважины диаметром 119 *мм* на уступах высотой 6 *м* бурят колонковым перфоратором фирмы «Ингерсол Рэнд», установленным на гусеничной тележке.

На одном из крупнейших свинцово-цинковых карьеров мира «Эмилия» (Испания), производство горных работ на котором ведется в зоне старых подземных горных выработок (рис. 59), в последние годы руду отбивают взрыванием наклонных (под углом 22° от вертикали) скважин малого диаметра, пробуриваемых через 1 *м* станками пневмоударного бурения. Большинство скважин заряжают смесью аммиачной селитры с дизельным топливом; скважины, пробуренные вблизи старых подземных выработок, заря-

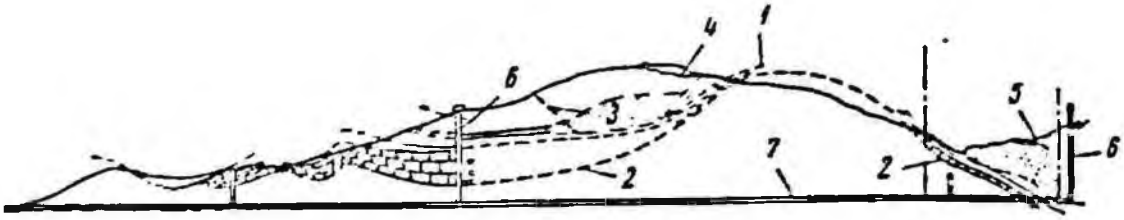


Рис. 59. Совместная разработка свинцово-цинкового месторождения в Испании:

1 — выброс; 2 — лежачий бок; 3 — проектный контур карьера; 4 — карьер «Сан-Валентино»; 5 — карьер «Эмилия»; 6 — стволы шахт для перепуска руды; 7 — откаточная штольня

жают динамитом. Последнее обеспечивает снижение выхода негабарита.

Железорудное месторождение «Эрцберг» (Австрия) разрабатывают открытым и подземным способами. Руду в карьере отбивают взрыванием комбинации основных и вспомогательных направленных скважин малого диаметра. Для бурения основных скважин диаметром 80 *мм* применяют электрические станки ударно-вращательного и вращательного действия, смонтированные на пневмоколесных каретках или салазках и перемещаемые с помощью тракторов (бульдозеров). Скважины бурят под углом 65° параллельно откосу уступа с перебуром 0,5 *м*. Расположение скважин однорядное, расстояние между ними 4 *м*, а от устья скважины до бровки уступа — 5 *м*. Среднее число одновременно взрываемых скважин в блоке 17. Для создания ровной поверхности подошвы уступа и сохранения заданной отметки горизонта у основания уступа через каждые 2 *м* колонковыми перфораторами с буровых кареток на пневмоколесном ходу пробуривают вспомогательные горизонтальные скважины диаметром 40—60 *мм* и глубиной 6 *м*. В качестве ВВ применяют патронированные донариты и желатин-донариты. Величина заряда в основной скважине 70—80 *кг*. Высота забойки (из смеси песка и глины) 3 *м*. Взрывают с замедлением 20—30 *мсек*. Удельный расход ВВ составляет 0,055—0,060 *кг/т*, а выход негабарита не превышает 2%.

Для бурения направленных скважин диаметром 70—100 *мм* в породах небольшой и средней крепости также широко применяют сравнительно мобильные станки шарошечного бурения легкого типа. Технико-экономические показатели бурения по некоторым зарубежным карьерам при совместной и селективной разработке месторождений приведены в табл. 19.

Механическое рыхление. Для послойного рыхления плотных, полускальных и смерзшихся вскрышных пород и полезных ископаемых в мировой практике последних лет широко применяют рыхлители (рипперы), в том числе при селективной и повторной разработке месторождений.

В настоящее время существует достаточно большое количество различных конструкций рыхлителей, которые подразделяют на следующие типы: по виду тяги — на навесные и прицепные; по виду ходового устройства базового трактора (тягача) — на гусеничном и пневмоколесном ходу; по глубине рыхления — общего назначения (с глубиной рыхления до 1000 *мм*) и специального назначения (с глубиной рыхления свыше 1000 *мм*).

Таблица 19

Показатели	Карьер		
	«Гуннар» (Канада)	«Торитон» (США)	«Крейгмонт» (Канада)
Коэффициент крепости	8—12	8—12	8—12
Тип станка	ДМ-2	М-8А	40R
Буровой инструмент:			
диаметр, *мм*	102—127	159—229	152—229
стойкость, *м*	268—350	366—715	—
Механическая скорость бурения, *м/ч*	7,1—8,3	14—20	12—18
Режим бурения:			
осевое давление, *тс*	—	9,21	9—18
скорость вращения, *об/мин*	—	60—100	60—75
Стоимость бурения, *доля/т*	—	—	0,012

Навесной рыхлитель крепят к корпусу заднего моста базового трактора (тягача) с помощью трех (трехточечное крепление) или четырех (четырехточечное или параллелограммное крепление) шарниров и управляют одним или двумя гидроцилиндрами двойного действия. Устанавливают навесные рыхлители на гусеничные тракторы и погрузчики всех типоразмеров и на пневмоколесные погрузчики обычно большого типоразмера (весом более 20 *т*).

Прицепной рыхлитель с помощью тяговой рамы присоединяется обычно к гусеничным тракторам и управляется лебедкой. Рыхлители общего назначения оборудуют 1—5 зубьями (стойками), а специального 1—3 зубьями, а так как все зубья съемные, то используют разное число зубьев в зависимости от категории пород. При разработке тяжелых скальных и мерзлых пород более эффективно применять одну стойку с большой глубиной рыхления по сравнению с рыхлением на небольшую глубину с несколькими стойками. В мягких грунтах выгоднее работать с максимальным числом зубьев (стоек). При рыхлении тяжелых пород следует применять зубья небольшой ширины; с увеличением категории пород глубина рыхления уменьшается.

Для рыхления применяют изогнутые и прямые зубья и соответствующие наконечники к ним. Изогнутые зубья применяют для рыхления пород на глубину до 800 *мм*. Породы на глубину свыше 800 *мм* рыхлят только прямыми зубьями, которые эффективны для рыхления различных, в том числе и скальных сильно трещиноватых пород. Зубья рыхлителей могут сохранять постоянный угол резания (при четырехточечном креплении рамы) при любом заглублении или отклоняться в зависимости от величины заглубления (при трехточечном креплении рамы). Самым распространенным способом увеличения стойкости зубьев рыхлителей является оборудование их наконечниками из специальных сталей.

Скорость движения трактора или погрузчика при рыхлении ограничивают, она составляет 2—3 *км/ч*, так как при этом развивается наибольшее тяговое усилие, уменьшается износ зубьев и базового трактора (специального шасси). При обратном

ходе трактора рыхлитель поднимают. Данные практики США показывают, что применение механического способа рыхления пород навесными рыхлителями экономически целесообразно при производительности более 100—150 $м^3/ч$. Такую производительность можно достигнуть при рыхлении пород крепостью 2—4 и даже до 6.

Максимальное заглубление зубьев ниже опорной поверхности базового трактора или погрузчика, зависит от его мощности, что видно из табл. 20.

В СССР и за рубежом прогрессирующий выпуск и совершенствование рыхлителей объясняются целым рядом преимуществ: повышение безопасности работ; резкое снижение себестоимости рыхления (более чем в 1,5—2 раза); повышение в несколько раз производительности труда; ликвидация сейсмического эффекта; улучшение качества дробления; снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Однако для успешной работы рыхлителя необходимы определенные условия: соответствующие физико-механические свойства пород, достаточные площади разработки для обеспечения надлежащего фронта работ и др.

Таблица 20

Мощность базового гусеничного трактора, л. с.	Максимальное заглубление зубьев, мм	Мощность базового пневмоколесного трактора, л. с.	Максимальное заглубление зубьев, мм
50	300	—	—
100	500	80—110	300
140	600	140	380
180—250	700	210—250	400

Выпускаемые и осваиваемые отечественные рыхлители навешивают на гусеничные тракторы мощностью от 54 до 500 *л. с.* В настоящее время изготавливаются опытные образцы рыхлителей для тракторов Т-220, Т-330, Т-500. В перспективе намечается выпуск рыхлителей для тягача Т-1000.

За рубежом производство рыхлителей за последние 7 лет увеличилось вдвое. Рыхлителями оснащают преимущественно гусеничные тягачи мощностью 26—770 *л. с.* Рыхлители можно применять при рыхлении талых пород с целью предотвращения их промерзания в зимний период, мерзлых пород, полускальных и скальных трещиноватых пород. При применении мощного оборудования рыхлению поддаются даже скальные породы. Наиболее благоприятными для рыхления являются осадочные и трещиноватые, выветрелые изверженные породы. Показателем разрабатываемости монолитных пород рыхлителем является сопротивление их сжатию. При разработке скальных пород немаловажную роль играет их трещиноватость. В последнее время широко применяют сейсмический способ оценки степени разрушаемости скальных пород, основой которого является зависимость механических характеристик горных пород от скорости прохождения в них звуковой волны.

При работе рыхлителей в карьерных условиях чаще всего применяются следующие технологические схемы:

1) работа рыхлителя горизонтальными слоями при наличии погрузочных средств в виде экскаваторов или погрузчиков, расположенных на одном и том же горизонте с ним. Разрыхленная горная масса

сгребается бульдозером или погрузчиком в штабеля, а затем экскаваторами или погрузчиками отгружается в средства транспорта;

2) работа рыхлителя горизонтальными слоями. Бульдозер сгребает разрыхленную горную массу и сталкивает ее на нижележащий уступ, где она отгружается экскаваторами или погрузчиками в средства транспорта;

3) работа рыхлителя наклонными слоями (угол наклона 10—12°). Рыхление происходит только под уклон, обратный ход совершается рыхлителем вхолостую. Разрыхленная горная масса транспортируется бульдозером к погрузочным средствам под уклон. При работе по этой схеме увеличивается тяговое усилие трактора-рыхлителя и бульдозера;

4) работа рыхлителя совместно с колесными скреперами или погрузчиками, которые разрабатывают и транспортируют разрыхленную горную массу.

При применении рыхлителей используют две схемы работы их в забоях: параллельными и параллельно-перекрестными ходами (резами). Выбор той или иной схемы зависит от прочности и необходимой степени дробления грунта. Наиболее распространенной схемой является послойное рыхление параллельными ходами (резами). Для более качественного рыхления горной массы, наряду с параллельным, применяют перекрестные ходы, при которых разрушают целики, оставшиеся между параллельными ходами. Глубина рыхления выбирается в зависимости от свойств пород, конструкции рыхлителя и мощности базового тягача. Так, в крепких породах максимальная глубина рыхления за один проход тягача мощностью 200—300 *л. с.* составляет 40—70 *см.*

За рубежом рыхлители стали широко применять при селективной и повторной разработке месторождений. В Испании при повторной разработке бедных свинцово-цинково-серебряных руд карьером «Глория» весь объем вскрышных пород и 60% объема руды разрабатывают без буровзрывных работ. Плотные породы и руды разрыхляют навесными однозубыми рыхлителями с гидравлическим управлением, установленными на бульдозерах фирмы «Катерпиллер» D9G.

Ширина фронта рыхления 30—37,5 *м.* Разрыхленную породу и руду сгребают бульдозерами в навал, а экскаваторы с ковшом емкостью 2,3 $м^3$ грузят породу и руду в автосамосвалы грузоподъемностью 15 *т.* Для этих же работ используют и одноковшовый погрузчик на гусеничном ходу «Катерпиллер-955». Применение рыхлителей на карьерах при совместной и повторной разработке обеспечивает безопасные условия работ при наименьшей мощности потолочин, снижение себестоимости разработки, потерь и разубоживания руд.

Погрузка и транспортирование горной массы. Условиям выемки, погрузки и транспортирования руд в карьерах при совместной, повторной и селективной разработке месторождений в наибольшей мере удовлетворяют одноковшовые погрузчики. Преобладающее применение на открытых горных разработках в мировой практике получили пневмоколесные погрузчики, которые в последние годы выпускают на базе самоходных колесных шасси с задним расположением двигателя и пультом управления спереди.

Отечественная машиностроительная промышленность освоила производство ряда моделей мощных одно-

ковшовых погрузчиков строительного типа, которые найдут широкое применение на карьерах. Серийно выпускают погрузчик на гусеничном ходу Д-543 с ковшом емкостью 2,8 $м^3$. Осваивают серийное производство погрузчиков на пневмоколесном ходу с шарнирно-сочлененной рамой Д-660 с ковшом емкостью 2 $м^3$, мощных погрузчиков на пневмоколесном ходу с управляемыми задними колесами Д-584 с ковшом емкостью 3 $м^3$. Погрузчики Д-584, как показали промышленные испытания в тяжелых карьерных условиях [60] по своим основным параметрам соответствуют условиям и мощности целого ряда горнодобывающих предприятий и находятся на уровне зарубежных образцов моделей «Катерпиллер-980» и «Пейлоудер П-100В» (США), «Мичиган-175А» (Англия) и других, но уступают зарубежным образцам по техническому уровню трансмиссии, гидравлической системы навесного оборудования и конструкции рамы. Указанные недостатки должны быть устранены в период подготовки погрузчиков Д-584 к серийному производству.

Для работы с автосамосвалами КрАЗ-256, МоАЗ-522 и БелАЗ-540 грузоподъемностью соответственно 10, 18 и 27 *т* наиболее целесообразно создавать погрузчики на базе тягачей мощностью 240 и 360 *л. с.*, а для работы с автосамосвалами БелАЗ-540 и БелАЗ-548 грузоподъемностью 27 и 40 *т* — погрузчики на базе тягачей (специальных самоходных колесных шасси) мощностью 540 *л. с.* При этом учтено также, что в перспективе грузоподъемность автосамосвалов будет доведена до 30 и 45 *т*.

Мировой опыт применения погрузчиков показывает, что себестоимость погрузки 1 $м^3$ взорванной скальной породы погрузчиками на пневмоколесном ходу с ковшом емкостью 1,9—7,65 $м^3$ на 18—50% ниже себестоимости погрузки экскаваторами с ковшом емкостью 1,9—4 $м^3$. При этом капитальные затраты на приобретение погрузчиков, отнесенные также к 1 $м^3$ породы, в 2—2,5 раза ниже, чем на приобретение экскаваторов.

Особенно эффективно применение мощных погрузчиков на пневмоколесном ходу при цикличнo-поточной технологии разработки месторождений открытым способом для погрузки и доставки ими взорванной горной массы от забоев к передвижными или полустационарным дробильным агрегатам, что позволяет сократить до минимума число дробильных агрегатов, а также число передвижек их и конвейеров.

При разработке месторождений нагорного типа с использованием рудоспусков (для выдачи руды из карьера) и бульдозерных отвалов (с устройством заездов на них с каждого горизонта) расстояние транспортирования горной массы обычно составляет 100—250 *м*; при комбинации автотранспорта со скиповым подъемом с непосредственной перегрузкой руды в карьере оптимальное расстояние автомобильной откатки (от забоя до приемной площадки скипового подъема) 500—600 *м*. В подобных условиях погрузчики на пневмоколесном ходу можно использовать в качестве основного погрузочно-транспортного оборудования вместо экскаваторов, автосамосвалов и бульдозеров.

Границы эффективного применения погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования для выемки и доставки горной массы (из забоев к рудоспускам, перегрузочным площадкам для

загрузки думпкаров и др.) 200—1300 *м*.

Эффективному применению погрузчиков в качестве выемочно-погрузочного и погрузочно-транспортного оборудования на открытых горных работах в значительной степени благоприятствуют: сравнительно небольшие годовые объемы добычных и вскрышных работ; ограниченные размеры карьеров в плане; небольшие расстояния транспортирования (до рудоспусков, дробилок, отвалов и др.); наличие нескольких карьеров, расположенных на небольшом расстоянии друг от друга; использование на карьерах сравнительно маломощных экскаваторов с ковшом емкостью менее 3—4 $м^3$ и автотранспорта; ведение открытых горных работ в зоне обрушения действующих подземных рудников и в зоне подземных пустот; сложное геолого-морфологическое строение полезного ископаемого.

Применению погрузчиков способствуют: многосортность полезного ископаемого, вызывающая необходимость содержания большого парка дорогостоящих экскаваторов с использованием его в работе лишь до 30—50% времени; хорошая дробимость горных пород; малая мощность добываемых слоев полезного ископаемого, разбитых множеством мелких прослойков пустых пород; возможность исключения в ряде случаев предварительного рыхления полезного ископаемого или замены буровзрывного способа рыхления механическим с использованием для этой цели самих погрузчиков, оборудованных навесными рыхлителями; возможность разработки невысоких уступов (или слоев) без потери производительности выемочно-погрузочного и транспортного оборудования; небольшой срок существования карьера и др.

Применение погрузчиков в качестве основного карьерного оборудования повлечет за собой изменение некоторых конструктивных параметров систем открытой разработки.

По условиям безопасного ведения горных работ высота уступа ограничивается в соответствии с существующими Едиными правилами технической эксплуатации при разработке месторождений открытым способом. Так, при разработке взорванных скальных пород высота уступа должна быть не более полуторной высоты черпания, что составляет для карьерных погрузчиков 8,3—10,5 *м*. Высокие стартовые скорости пневмоколесных погрузчиков в условиях забоя (до 3,6 *м/сек*) и большая маневренность позволяют им своевременно избегать опасности (если время обрушения породы 5—70 *сек*, то время отъезда погрузчика на безопасное расстояние 3—5 *сек*) от нависших козырьков и отдельных глыб, а также быстро и практически без ущерба для производства в случае необходимости переезжать в безопасное место работы (в другой забой). Производительность погрузчиков напорного действия практически не зависит от высоты уступа.

Обширный зарубежный опыт применения погрузчиков на открытых разработках в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования также подтверждает возможность использования погрузчиков в самых разнообразных карьерных условиях с высотой отрабатываемых уступов от 2 до 20 *м* и более. При этом наиболее распространена высота уступа 8—15 *м*, что можно объяснить в основном двумя причинами: во-первых, увеличение высоты уступа в породах с предварительным взрывным рыхлением или сыпучих

породах практически не влияет на производительность погрузчиков и, во-вторых, мобильность и маневренность погрузчиков позволяют им своевременно избегать опасности от нависших козырьков и отдельных глыб, а также быстро и практически без ущерба для производства в случае необходимости переезжать в безопасное место работы.

Таким образом, широкое внедрение одноковшовых погрузчиков на отечественных карьерах возможно в большинстве случаев без изменения высоты разрабатываемых уступов.

Зарубежный опыт показывает, что при работе одноковшовых погрузчиков на пневмоколесном ходу с шарнирно-сочлененной рамой, а также с управляемыми задними колесами увеличение ширины заходки (по сравнению с минимально возможной из условия полного использования ширины ковша) не оказывает непосредственного влияния на их производительность.

Минимальная ширина заходки для погрузчиков с шарнирно-сочлененной рамой складывается из ширины ковша погрузчика и наименьшего расстояния между погрузчиком и нижней бровкой навала или уступа. Так как ширина ковша мощных погрузчиков достигает 4 *м*, то минимальная ширина заходки для мощных погрузчиков с шарнирно-сочлененной рамой, а также менее мощных погрузчиков с задними управляемыми колесами составляет 4,5—5 *м*.

Зарубежный опыт открытой разработки руд и угля показывает, что погрузчики обеспечивают самую высокую производительность в результате бесперебойной подачи под погрузку транспортных средств при ширине заходки 12—15 *м*.

Ширина рабочей площадки зависит от параметров забоя, габаритов и схем работы погрузочного и транспортного оборудования, крепости разрабатываемых пород. Ширина рабочей площадки с применением погрузчиков Д-584 для погрузки взорванной горной массы в автосамосвалы КрАЗ-256 составляет 25—28 *м*. При работе погрузчиков Д-584 в качестве погрузочно-транспортного оборудования ширину рабочей площадки можно уменьшить до 21—23 *м*.

Применение на выемочно-погрузочных и погрузочно-транспортных работах более маневренных погрузчиков с шарнирно-сочлененной рамой (Д-660, «Катерпиллер» моделей 950, 966С, 980В, 988, 992), а также автотранспортных средств с меньшим радиусом поворота (БелАЗ-540, БелАЗ-548) позволит значительно уменьшить значения минимальной ширины рабочей площадки.

Благодаря высокой мобильности и маневренности погрузчиков, особенно при совместной работе их с автотранспортом, длина фронта работы погрузчика практически не влияет на его производительность при условии наличия в карьере других подготовленных к отработке забоев.

Институт Средазнипроцветмет в 1968 г. выполнил проект совместной разработки ртутного месторождения с применением на открытых горных работах нового отечественного оборудования — самоходных станков пневмоударного бурения 1СБУ-125 и пневмоколесных погрузчиков Д-584.

Рудное тело представляет собой пластообразную залежь, залегающую под углом 25—30° вдоль пологого склона холма на глубине 5—25 *м* от земной поверхности (рис. 60, *а*). Мощность залежи ко-

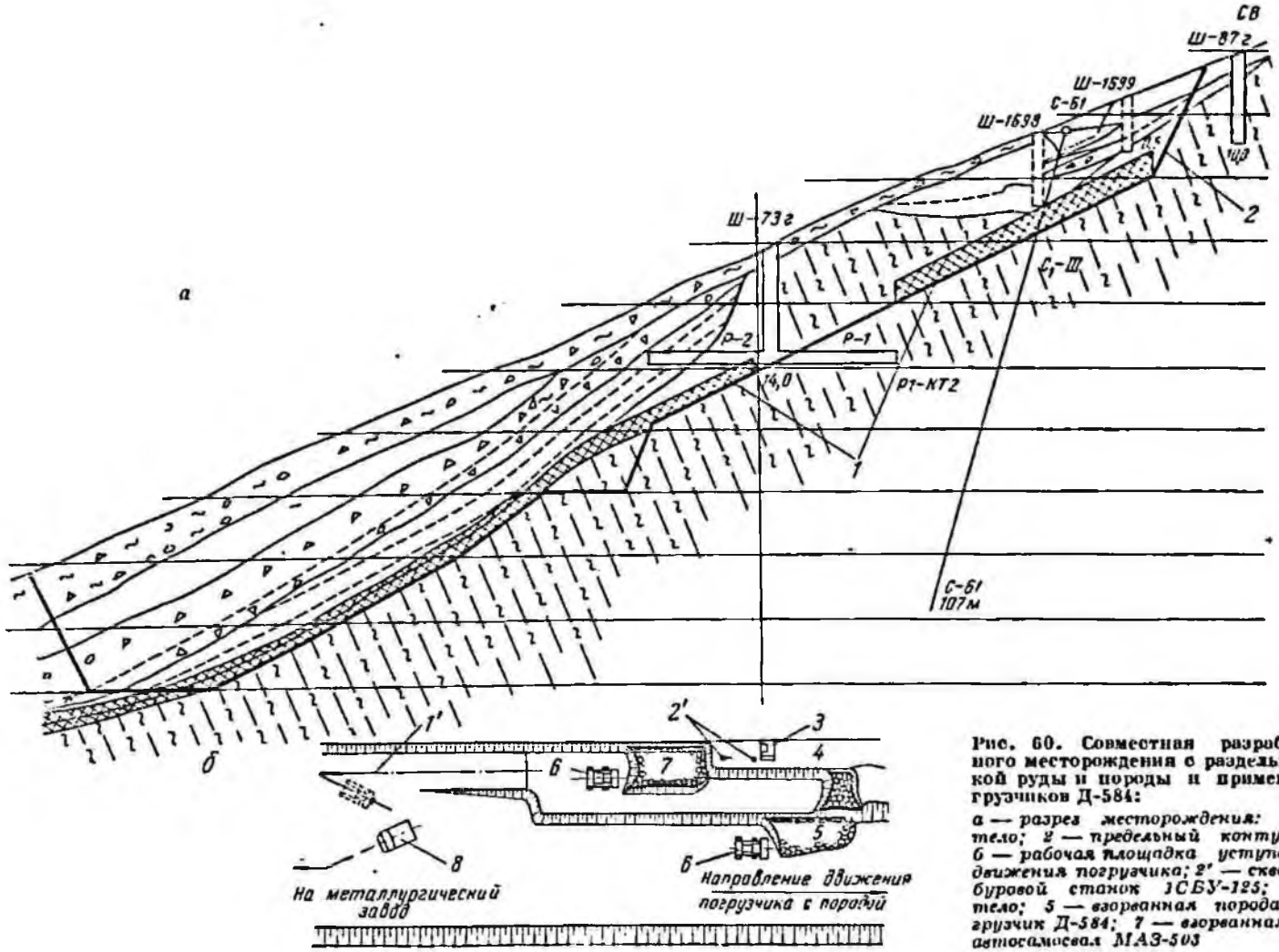


Рис. 60. Совместная разработка ртутного месторождения с раздельной отбойкой руды и породы и применением погрузчиков Д-584:

а — разрез месторождения: 1 — рудное тело; 2 — предельный контур карьера; б — рабочая площадка уступа: 1' — ось движения погрузчика; 2' — скважины; 3 — буровой станок 1СБУ-125; 4 — рудное тело; 5 — взорванная порода; 6 — погрузчик Д-584; 7 — взорванная руда; 8 — автосамосвал МАЗ-503

леблется от 1 до 8 *м*, составляя в среднем 2,6 *м*. Руда и вмещающие породы (алевролиты, мергели, конгломераты, кремнистые сланцы, сильно метаморфизованные песчаники и известняки) имеют объемный вес 2,47 *т/м*³ и крепость 5—8.

Высота уступа 7 *м*. При подходе к рудному телу со стороны висячего бока их разделяют на подуступы высотой 2—5 *м*. Рекомендуется на уступе иметь в работе не более двух подуступов.

Породы и руду предварительно разрыхляют буровзрывным способом с использованием вертикальных и наклонных скважин диаметром 100 *мм*, которые бурят самоходным станком пневмоударного бурения 1СБУ-125. На маломощных (до 2 *м*) участках рудного тела и на вспомогательных работах при ликвидации порогов на подошве и в торцах уступов, на заоткоске уступов и при дроблении негабарита предусматривают шнуровую отбойку. Шнуры бурят перфораторами ПР-30ЛУ и ПР-18ЛУ.

На общего объема буровых работ в карьере на пневмоударное бурение скважин приходится 86,4%, на перфораторное — 13,6%. ВВ — зерногранулиты 80/20, 50/50, 30/70, гранулированный алюмотол и аммонит № 6. Параметры взрывных работ выбраны с учетом климатических особенностей района месторождения, получения кондиционной кусковатости и кучного развала горной массы на рабочей площадке уступа (подуступа). При этом ожидаемый гранулометрический состав отбитой горной массы должен составить: 300—100 *мм* 30%; 50—100 *мм* 50%; 10—50 *мм* 15%; менее 10 *мм* 5%. Для вскрышных и добычных работ в объеме около 100 тыс. *м*³ в год на карьере (при односменной работе) достаточно иметь 3 погрузчика Д-584 вместо 2 экскаваторов Э-1253 (рудного и породного), 2 бульдозеров и 4 автосамосвалов (для вывозки породы в отвал).

Вскрытие месторождения начинается с проходки сквозной однобортовой траншеи, обеспечивающей независимую транспортную связь действующих забоев с дорогами на отвал и металлургический завод (рис. 60, *б*). После проходки траншеи породный забой перемещается в направлении рудного тела. При подходе к нему на расстояние 5—15 *м* уступ разделяют на 2—3 подуступа. На верхнем подуступе в висячем боку рудного тела проходят опережающую однобортовую траншею шириной 5—15 *м*, которая вскрывает рудную залежь. При этом порода взрывом и частично погрузчиком, занятым на добычных работах, сбрасывается на нижний подуступ, где другим погрузчиком вывозится на отвал, расстояние транспортирования до которого не превышает 250 *м*.

Руду отбивают от массива вслед за проходкой опережающей траншеи. Разрыхленную руду погрузчиком Д-584 транспортируют по съезду, пройденному по навалу, к стоящему на верхней (нижней) площадке горизонта автосамосвалу МАЗ-503, который после загрузки транспортирует руду на металлургический завод.

Применение новой техники и технологии горных работ обеспечивает наибольшую полноту выемки ценной руды. Благодаря применению погрузчика Д-584, обладающего небольшими габаритами и высокой маневренностью, становится возможным отрабатывать рудное тело небольшими по ширине лентами в торец уступа. Этим достигаются минимальные потери руды и ее разубоживание.

Внедрение погрузчиков Д-584 взамен экскаваторов, бульдозеров (на добыче руды и выемке породы) и автосамосвалов (на вывозке породы в отвал) обеспечивает сокращение капитальных затрат на оборудование 20 тыс. руб., уменьшение штата рабочих в карьере на 8 человек, снижение себестоимости 1 $м^3$ горной массы на 12—15%. Общий экономический эффект от внедрения новой техники и технологии с применением погрузчиков Д-584 ожидается в сумме 110—120 тыс. руб. в год.

Институт Гипроникель совместно с Сектором физико-технических горных проблем ИФЗ им. О. Ю. Шмидта АН СССР в 1969 г. разработал рабочий проект и технико-экономическое обоснование на отработку выходов рудных тел оловорудного месторождения «Перевальное» Солнечного ГОКа открытым способом с применением на добычных работах мобильного бурового и погрузочно-транспортного оборудования американского производства: буровых станков ROC-600 и одноковшового погрузчика на пневмоколесном ходу «Катерпиллер-988». Месторождение «Перевальное» представлено двумя крутыми рудными телами мощностью до 15—20 *м*, уходящими на глубину до нескольких сотен метров. Месторождение связано с мощными минерализованными зонами кварц-турмалиновых и кварцевых пород. Объемный вес руды 2,8 $т/м^3$, вскрышных пород — 2,5 $т/м^3$. Крепость руды и вскрышных пород 5—15, коэффициент разрыхления 1,4.

В основном месторождение предусматривается разрабатывать подземным способом и лишь часть рудных тел, выходящих на поверхность, будут отрабатываться карьером рудника «Перевальный». Размеры карьера: длина по верху 330 *м*, ширина по верху 170 *м*, максимальная глубина 190 *м*. Высота уступа 12 *м*. Для транспортирования руды и вскрыши приняты автосамосвалы КрАЗ-256 грузоподъемностью 12 *т*. Один буровой станок ROC-600 и погрузчик «Катерпиллер-988» с ковшом емкостью 3,82 $м^3$ заменят предусмотренные ранее в проектном задании экскаватор Э-2005, бульдозер Д-522 и два буровых станка БМК-4м. Годовой экономический эффект только от применения одного погрузчика «Катерпиллер-988» взамен экскаватора Э-2005 и бульдозера Д-522 составит 11,7 тыс. руб.

В соответствии с рекомендациями Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР и решением Главцинксвинецолово Министерства цветной металлургии СССР с 1971 г. на карьерах Солнечного и Шерловогорского горнообогатительных комбинатов внедрена партия погрузчиков «Катерпиллер» моделей 980В и 988.

Пневмоколесные погрузчики получили наиболее широкое применение в зарубежной практике на основных выемочно-погрузочных работах в небольших и средних карьерах при повторной и селективной разработке рудных месторождений, вытесняя малоподвижные и сравнительно маломощные экскаваторы с ковшом емкостью 1,9—4,2 $м^3$. С учетом все быстро возрастающей мощности и емкости ковшей выпускаемых и проектируемых погрузчиков можно полагать, что в ближайшем будущем они заменят в определенных условиях экскаваторы (мехлопаты) с ковшом емкостью до 5—10 $м^3$.

На карьере по добыче полиметаллических руд «Кидд Крик» (Канада) при селективной выемке разрыхленной взрывом руды, наряду с экска-

ваторами, успешно применяют мощные пневмоколесные погрузчики «Кенворт Дарт-600» и «Катерпиллер-988» (США) с ковшом емкостью соответственно 10,6 и 4,6 $м^3$. При погрузке автосамосвалов грузоподъемностью 50 *т* среднечасовая производительность погрузчика «Кенворт Дарт-600» составляет 450 *т*, а погрузчика «Катерпиллер-988» — 250 *т*. Погрузчики удовлетворяют условиям селективной выемки и отгрузки руды по сортам. Помимо основной работы, погрузчики в периоды ремонтов и передвижек экскаваторов полностью заменяют их, доставляют руду из временных отвалов и загружают ее в вагоны, а также зачищают уступы после взрывных работ.

На свинцово-цинковом карьере «Тайнах» (Ирландия) при селективной отработке рудных уступов высотой 6 *м* продольными забоями используют погрузчик «Эвклид L30» с ковшом емкостью 1,9 $м^3$, который производит выемку и отгрузку руды по сортам в автосамосвалы грузоподъемностью 15 *т*. Одноковшовые погрузчики успешно используют также при повторной разработке бедных полиметаллических руд карьером «Глория» (Испания), на медно-рудном карьере «Торитон» (США) и многих других. Использование погрузчиков способствует расширению области применения и повышению эффективности совместного и повторного способов разработки месторождений.

Глава VIII

Совместная разработка месторождений при системах с массовым обрушением

§ 1. Образование зоны обрушения и воронок провала

При совмещении открытых и подземных работ следует знать характер перемещения разрыхленных пород в зоне обрушения под воздействием подземных работ.

Зона обрушения при разработке наклонных месторождений и месторождений со средними углами падения (45—60°), значительной мощности и простирания образуется за счет сдвижения пород висячего бока в выработанное пространство. Угол сдвижения пород висячего бока β таких залежей равен 45—47°. На поверхности образуются трещины в наносах. Крайние трещины определяют угол разрыва β″. Для рудника им. Дзержинского он равен 51°. При сдвижении пород висячего бока на поверхности образуются террасы, ширина которых зависит от шага обрушения. Углы сдвижения и разрывов при разработке месторождений средней мощности (рудник им. Фрунзе, им. Либкнехта) соответственно составляют 46—55 и 54—68°.

Породы лежачего бока сдвигаются медленно и максимальная скорость оседания поверхности, зафиксированная ВНИМИ, на рудниках им. Дзержинского и им. Коминтерна равняется 56 *мм* в месяц. Поэтому сдвижения пород лежачего бока не повлияют на горные работы в карьере.

Сдвижение пород висячего бока влияет только на карьеры, построенные в висячем боку (карьер ЦГОКа, подрабатываемый подземными работами рудников им. Коминтерна и им. Фрунзе). Совместная разработка в этом случае возможна при применении систем разработки с закладкой или при большой глубине подземных работ, когда обрушение пород не достигает поверхности. При строительстве карьера со стороны лежачего бока (предлагаемый карьер для рудника им. Кирова) сдвижение пород висячего бока не повлияет на строительство карьера. В работе изучено образование воронок провала в зоне обрушения. Эти воронки часто образуются внезапно с резким оседанием поверхности, поэтому очень опасны для людей и карьерного оборудования.

Воронки провала с выходом крутых стенок на поверхность образуются в следующих случаях: при обрушении блоков под наносами, при длительном выпуске руды из одной выпускной выработки или зоны ограниченных размеров, при посадке потолочин, при прорыве пород в пустоту или камеру. В ряде

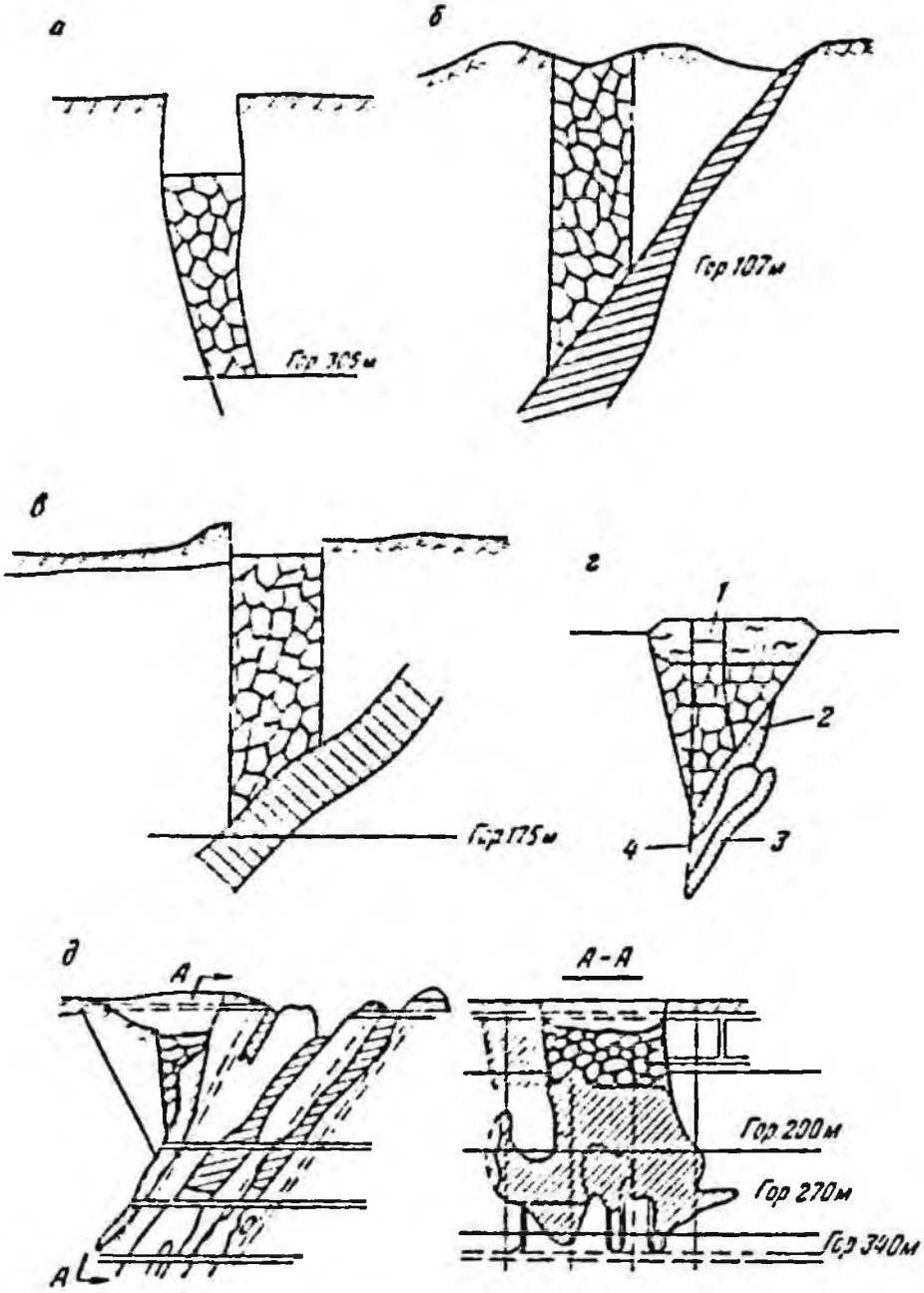


Рис. 81. Схемы воронок провала в разрыхленных породах:

а — на руднике «Инчелиц» (ось 18—9); б — на руднике им. Ильича (ось 85); в — на руднике им. Кирова (ось 36); г — на руднике им. Коминтерна (ось 47): 1 — воронка провала; 2 — залежь № 4—6; 3 — залежь № 1; 4 — граница обрушения пород при отработке залежи № 1; д — на руднике им. XX партсъезда (ось 52)

случаев такие воронки образуются при обрушении блоков под ненарушенными скальными породами, особенно если они разбиты трещинами. В скальных породах угол обрушения может превышать 90°.

Воронки провала делят на три группы: воронки провала, образуемые в скальных породах; воронки провала, образуемые в разрыхленных породах; воронки провала, образуемые в наносах.

Воронки провала I группы образуются при разработке слепых залежей, залежей ограниченного простирания при обрушении блоков под скальными породами, при разработке пологих и горизонтальных месторождений, например на Лениногорском руднике (см. рис. 44). Угол наклона стенок воронок провала I группы обычно более 90°.

Воронки провала II группы образуются в пределах зоны обрушения. Они возникают при длительном выпуске руды из блоков или изолированных участков, при посадке потолочин, при прорыве пород в пустоту или камеру; они также приурочены к границам очистных работ, к раздувам залежей сложного строения, к участкам обрушения междупластья и т. д. (рис. 61). Угол наклона стенок воронок провала II группы определяется сыпучими свойствами разрыхленных пород. Обычно он колеблется в пределах 85—90°.

Воронки провала III группы образуются при разработке залежей на первом горизонте. Глубина воронок 15—20 *м*. Воронки образуются внезапно: никаких признаков деформации поверхности в момент, предшествующий образованию воронок, не наблюдается. Угол наклона стенок воронок провала 90°. При обводнении углы сдвижения выполаживаются.

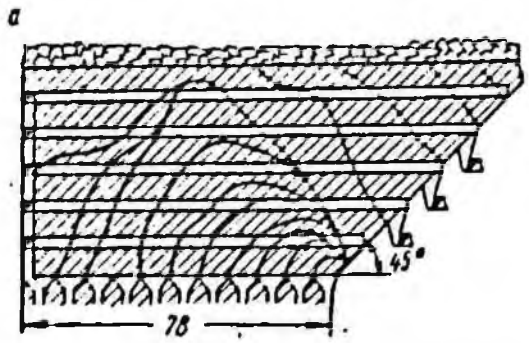
§ 2. Определение параметров воронок провала I группы

Воронки провала I группы образуются подобно сводам при подсечке блоков, отрабатываемых системой этажного самообрушения (рис. 62). Проламывание замка свода при этажном самообрушении соответствует выходу воронки на поверхность. На основании промышленных данных и лабораторных опытов М. В. Гуминского в 1954 г. построили графики зависимости высоты свода от ширины подсечки для блоков № 34—38, 57—63 и 135—141 рудника им. Дзержинского [7]. Из рис. 63, *а* и *б* видно, что эти зависимости параболические. Согласно теории проф. М. М. Протодьяконова эти зависимости прямолинейные

$$B=\frac{a}{f},$$

где B — высота свода; a — полупролет выработки; f — коэффициент крепости породы.

Мы установили аналитическую зависимость высоты свода от полупролета (III.63). Эта зависимость подтверждается исследованиями А. М. Арефьева, А. И. Арсентьева, Г. С. Андрушкевича, Х. А. Балхавдарова, Б. П. Боголюбова, А. А. Борисова, Ф. Б. Бэкки, С. В. Ветрова, Б. П. Вольхина, М. В. Жерновского, Д. М. Казикаева, А. А. Колегова, Г. Н. Кузнецова, Г. Е. Лопатина, Г. Т. Нестеренко, Г. Я. Николаева, Л. К. Патокина, Г. И. Покровского, В. Риттера, Н. Г. Русакова, В. Д. Слесарева, Г. Е. Хвостикова, Б. П. Юматова и других. Таким образом, закономерности развития сводов обрушения подобны закономерностям развития верхней части эллипсоидов разрыхления.



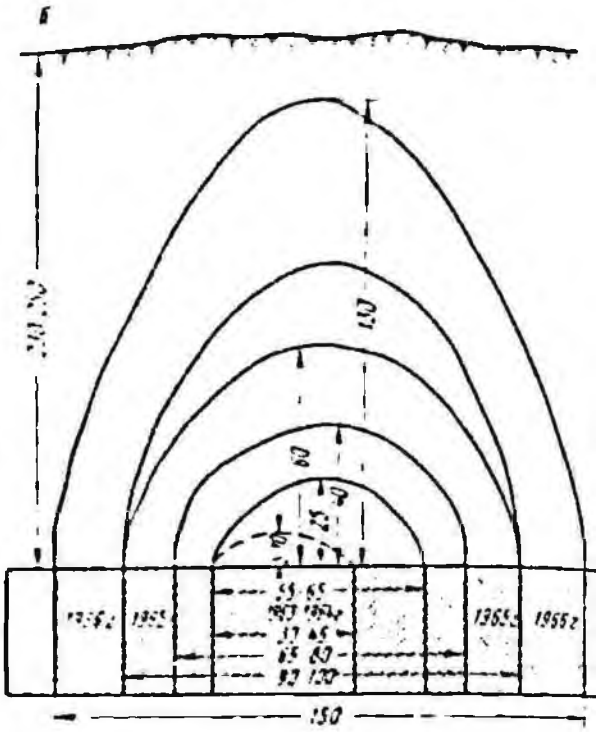


Рис. 62. Последовательность образования свода обрушения:

а — при системе этажного самообрушения (блок № 57—63 рудника им. Дзержинского, лабораторные опыты М. П. Гуминского); б — при обрушении налегающих пород на руднике «Заполярный»

Воронка провала может не образоваться на поверхности, если произойдет самоподбучивание свода за счет разрыхления обрушающих пород, поэтому надо знать объем выработанного пространства и коэффициент разрыхления пород. Коэффициент разрыхления в зажатой среде равен 1,1—1,2.

Угол наклона стенок воронок провала I группы больше 90°. Угол наклона стенок воронок определяют по выходу их на поверхность. Однако в результате сползания наносов в воронку провала под действием атмосферных осадков этот угол кажется положе фактического. В целом даже после многолетнего стояния воронок провала угол наклона стенок их остается гораздо круче, чем предполагают на практике.

§ 3. Определение параметров воронок провала II группы

Теоретические и лабораторные исследования показали, что перемещение разрыхленных пород в зоне обрушения подчиняется тем же закономерностям, что и перемещение отбитой руды в блоке.

Рассмотрим основные закономерности перемещения разрыхленных руды и пород в блоке и в зоне обрушения.

Траектория движения частиц. В главах II и III доказано, что при истечении сыпучего материала все частицы, расположенные на поверхности одного эллипсоида, переходят на поверхность другого эллипсоида выпуска.

Явление перехода частиц с поверхности одного эллипсоида выпуска на другой подтверждается нашими лабораторными опытами. К такому же выводу можно прийти при анализе опытов С. С. Минаева (рис. 64).

При переходе частиц с одного эллипсоида на другой они занимают одно и то же относительное положение.

Пусть частица расположена на расстоянии nh от нижней вершины эллипсоида *1* (рис. 65, *а*). Перейдя на

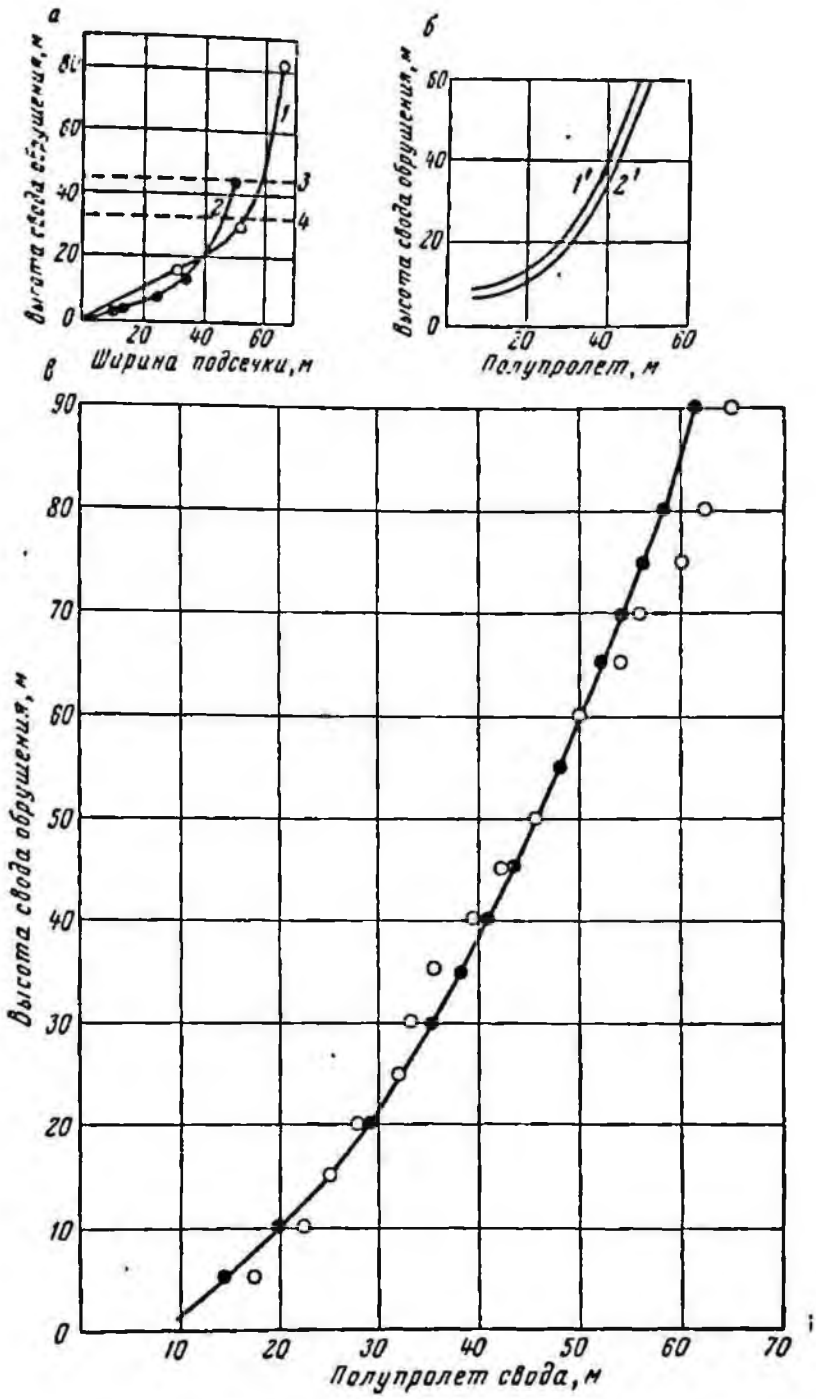


Рис. 63. Зависимость высоты свода обрушения от ширины подработки:

а — при системе этажного самообрушения: 1 — для блока 34—38; 2 — для блока № 135—141; 3 и 4 — соответственно высота блоков № 34—38 и 135—141; б — то же, по данным лабораторных опытов М. В. Гуминского (блок № 57—63): 1' — с отрезкой по углам блока; 2' — без отрезки по углам блока; в — в налегающих породах рудника «Заполярный»

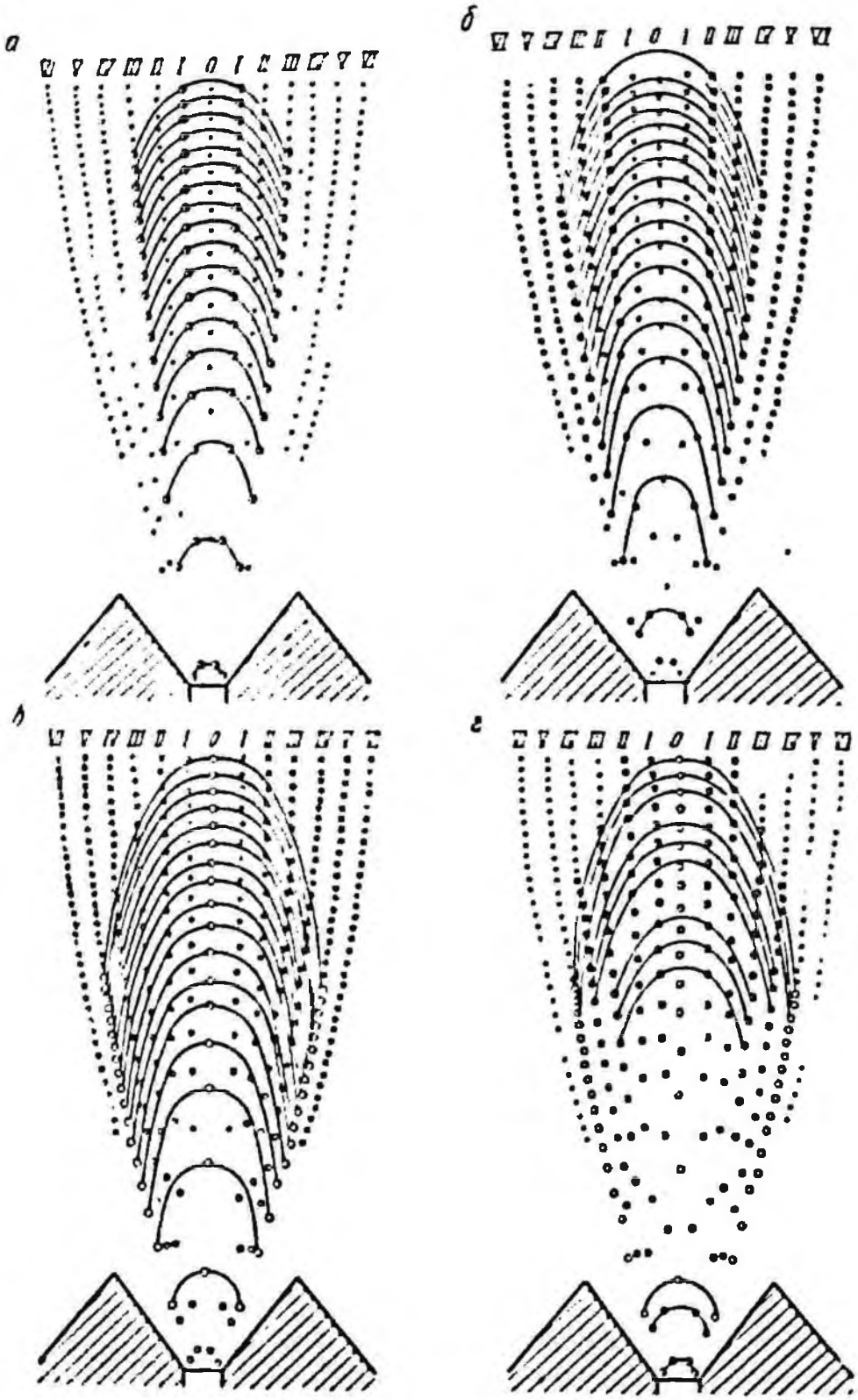


Рис. 64. Переход жетонов и частиц с одного эллипсоида на другой эллипсоид выпуска:

а — по траектории I и III; б — по траекториям II и IV; в — по траекториям 0 и V; г — по траекториям 0—V

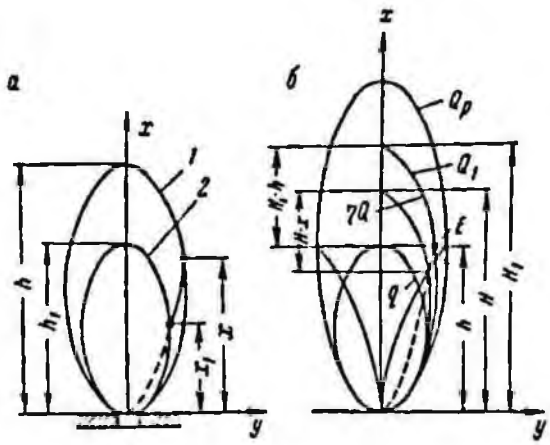


Рис. 65. К выводу уравнений:
а — траектории движения частиц; б — образующей воронок выпуска и прогиба

эллипсоид 2, она также будет находиться на расстоянии nh_1 от нижней вершины эллипсоидов 2 (h и h_1 — высоты эллипсоидов выпуска; n — произвольное число, меньшее 1).

Примем, что отношение высот эллипсоидов равно ρ, т. е. $\frac{h}{h_1} = \rho$, тогда отношение $\frac{m^2}{m_1^2}$ тоже будет равно ρ.

Из формулы (IV.34) следует, что при $h = 2a$ (см. рис. 4)

$$h - x = \frac{y^2 m^2}{x}.$$

Приняв, что $x = nh$, а $x_1 = nh_1$, напишем

$$h(1-n) = \frac{y^2 m^2}{nh};$$

$$h_1(1-n) = \frac{y_1^2 m_1^2}{nh_1}.$$

Отношение левых частей равенства равно ρ, следовательно отношение правых частей равенства также равно ρ,

$$\frac{y^2 m^2}{nh} : \frac{y_1^2 m_1^2}{nh_1} = \rho,$$

откуда

$$\frac{y^2}{y_1^2} = \rho.$$

Следовательно,

$$\frac{y^2}{y_1^2} = \frac{h}{h_1} = \frac{nx}{nx_1};$$

$$\frac{y^2}{x} = \frac{y_1^2}{x_1}.$$

Последнее равенство представляет собой уравнение параболы, которое в общем виде запишем

$$y^2 = 2px.$$

Уравнение траектории движения частицы с начальными координатами x_1 и y_1

$$x = \frac{x_1}{y_1^2} y^2.$$

Следует иметь в виду, что при определении траектории движения частиц руды с определенными сыпучими свойствами величину y_1 (ордината частиц) нельзя принимать больше радиуса области влияния выпускного отверстия на высоте, равной абсциссе x_1.

Уравнение образующих воронок внедрения и прогиба. При выпуске некоторого объема сыпучего материала из-за вторичного разрыхления η частицы переместятся только в пределах эллипсоида разрыхления. Для условий Криворожского бассейна при показателе сыпучести руды $p = 0{,}435$ *м* $\eta = 1{,}032$, при $p = 0{,}37$ *м* $\eta = 1{,}03$, при $p = 0{,}32$ $\eta = 1{,}028$, при $p = 0{,}286$ $\eta = 1{,}021$.

Так как при выпуске сыпучего материала все частицы, расположенные на одном эллипсоиде, переходят на другой, то частицы при выпуске сыпучего материала объемом q перейдут с эллипсоида объемом Q_1 на

эллипсоид объемом ηQ (рис. 65, *б*). Причем

$$Q_1 - Q = q.$$

Уравнение воронки внедрения определяем как геометрическое место частиц, перешедших с горизонтальной поверхности контакта на воронку внедрения при истечении руды объемом q. Возьмем точку F, лежащую на поверхности контакта (руды с породой) и эллипсоида объемом Q_1. При выпуске руды объемом q она попадает на место пересечения воронки внедрения с эллипсоидом объемом ηQ, причем $Q_1 - Q = q$ (см. рис. 65, *б*). Вывод уравнения воронки выпуска без учета величины η приведен в работе [13].

С учетом коэффициента вторичного разрыхления уравнение образующей воронки внедрения

$$y = \sqrt{2px\left[1 - \sqrt{\frac{\pi p}{3q}\left(h^2 - \frac{x^2}{\eta}\right)}\right]}. \quad \text{(VIII.1)}$$

Выразив q через h, получим следующий вид уравнения образующей воронки внедрения (см. рис. 4):

$$y = \sqrt{2px\left(1 - \frac{1}{h}\sqrt{h^2 - \frac{x^2}{\eta}}\right)}. \quad \text{(VIII.2)}$$

Если известен объем эллипсоида выпуска, то это уравнение можно представить в виде

$$y = \sqrt{2px\left(1 - \sqrt{1 - \frac{\pi p x^2}{3\eta q}}\right)}. \quad \text{(VIII.3)}$$

Из уравнения (VIII.1) можно вывести уравнения области влияния выпускного отверстия, воронки прогиба, эллипсоида разрыхления и другие уравнения.

При $x = h$ получим радиус воронки внедрения.

При $x = h$ и $\eta = 1$ получим радиус области влияния выпускного отверстия R_0 на высоте h

$$R_0 = \sqrt{2ph}. \quad \text{(VIII.4)}$$

Подставив текущие координаты x, y в уравнение (VIII.4), получим уравнение области влияния выпускного отверстия

$$y^2 = 2px. \quad \text{(VIII.5)}$$

Вывод уравнения воронки прогиба аналогичен выводу уравнения воронки внедрения. При выпуске руды объемом q частица, лежащая на какой-либо высоте h_1, перейдет с эллипсоида объемом Q_1 на эллипсоид объемом ηQ (причем $Q_1 - Q = q$) и останется на воронке прогиба высотой h_1.

Поэтому уравнение (VIII.1) является уравнением воронки прогиба. Но вместо высоты слоя руды в формулу (VIII.1) следует подставить величину вертикального расстояния от выпускного отверстия до какой-либо горизонтальной плоскости h_1 на уровне воронки прогиба (см. рис. 4, позиция *4*)

$$y = \sqrt{2px\left[1 - \sqrt{\frac{\pi p}{3q}\left(h_1^2 - \frac{x^2}{\eta}\right)}\right]}. \quad \text{(VIII.6)}$$

Подставив в формулы (VIII.1) и (VIII.2) вместо объема эллипсоида выпуска величину объема руды q_1, выпущенной в промежуточной стадии (причем $q > q_1$), получим промежуточные значения воронок прогиба.

Уравнение эллипсоида разрыхления определяется из уравнения (VIII.6) при условии, что $h_1 = x$,

$$y = \sqrt{2px\left[1 - x\sqrt{\frac{\pi p}{3q}\left(1 - \frac{1}{\eta}\right)}\right]}. \quad \text{(VIII.7)}$$

Высота эллипсоида разрыхления определяется из уравнения (VIII.7) при условии, что $x = H$ и $y = 0$

$$H = \sqrt{\frac{3\eta q}{\pi p(\eta - 1)}}. \quad \text{(VIII.8)}$$

Область влияния выпускного отверстия. По мере выпуска руды

эллипсоид разрыхления постепенно в своей нижней части достигает предельного положения, т. е. поверхности области влияния выпускного отверстия. Сколько бы ни продолжался выпуск рудной массы (при очень большой высоте слоя руды и налегающих пород) частицы, находящиеся за пределами этой зоны, не придут в движение.

Область влияния выпускного отверстия является параболоидом вращения. Таким образом, с увеличением высоты слоя руды эллипсоид разрыхления разворачивается в параболоид. Это явление аналогично постепенному переходу круга в эллипс и далее в параболу при сечении конуса. Если плоскость рассекает конус перпендикулярно оси его вращения, то в сечении будет круг. При малейшем отклонении плоскости сечения от нормали в сечении будет эллипс. Если плоскость сечения будет параллельна образующей конуса, то в сечении будет парабола. При бесконечно малом отклонении от этого направления в сечении получим эллипс. Практически в нижней части этот эллипс полностью повторяет контуры параболы.

Уравнение области влияния выпускного отверстия выведем аналитически из уравнения эллипса (IV.34).

Уравнение эллипса (см. рис. 4)

$$2a = x + \frac{y^2 m^2}{x},$$

или

$$2a = h + \frac{y^2 m^2}{h}. \qquad \text{(VIII.9)}$$

Причем

$$2a = h + x.$$

При $h \to 2a \to \infty$

$$\frac{m^2}{h} \to \frac{1}{2p}. \qquad \text{(VIII.10)}$$

Тогда

$$2a = h + \frac{y^2}{2p}. \qquad \text{(VIII.11)}$$

Из уравнений (VIII.10) и (VIII.11) получим, что при $h \to 2a \to \infty$

$$y^2 = 2px.$$

Таким образом, при очень больших значениях h или очень малых значениях x нижняя часть эллипсоида переходит в параболоид.

Расчетные параметры эллипсоидов выпуска и разрыхления, воронок прогиба и внедрения, области влияния выпускного отверстия показаны из рис. 66. Так как в зоне обрушения накапливается разрыхленный материал, то перемещение его с понижением уровня очистных работ подчиняется тем же законам, что и истечение сыпучего материала. Пользуясь закономерностью истечения сыпучего материала, можно установить границы неподвижной зоны обрушенных пород со стороны лежачего бока. Значение этой зоны необходимо при отработке потерянной руды в зоне обрушения открытым способом.

Примеры определения параметров воронок провала II группы. На рис. 67, *а* показаны две воронки провала, образовавшиеся на борту карьера рудника им. Орджоникидзе при длительном выпуске ранее потерянных и разрыхленных руд из двух изолированных выпускных выработок. Расстояние от них до поверхности 200 *м*. При официальных запасах 500 *т* из выпускных выработок выпустили по 5—6 тыс. *т* самотечных руд. При объемном весе руды 3,6 *т/м*^{3}, коэффициенте разрыхления в зажатой среде 1,15 объем q эллипсоида выпуска из каждой выработки примерно равен 1800 *м*^{3}. Так как руду выпускали из ранее

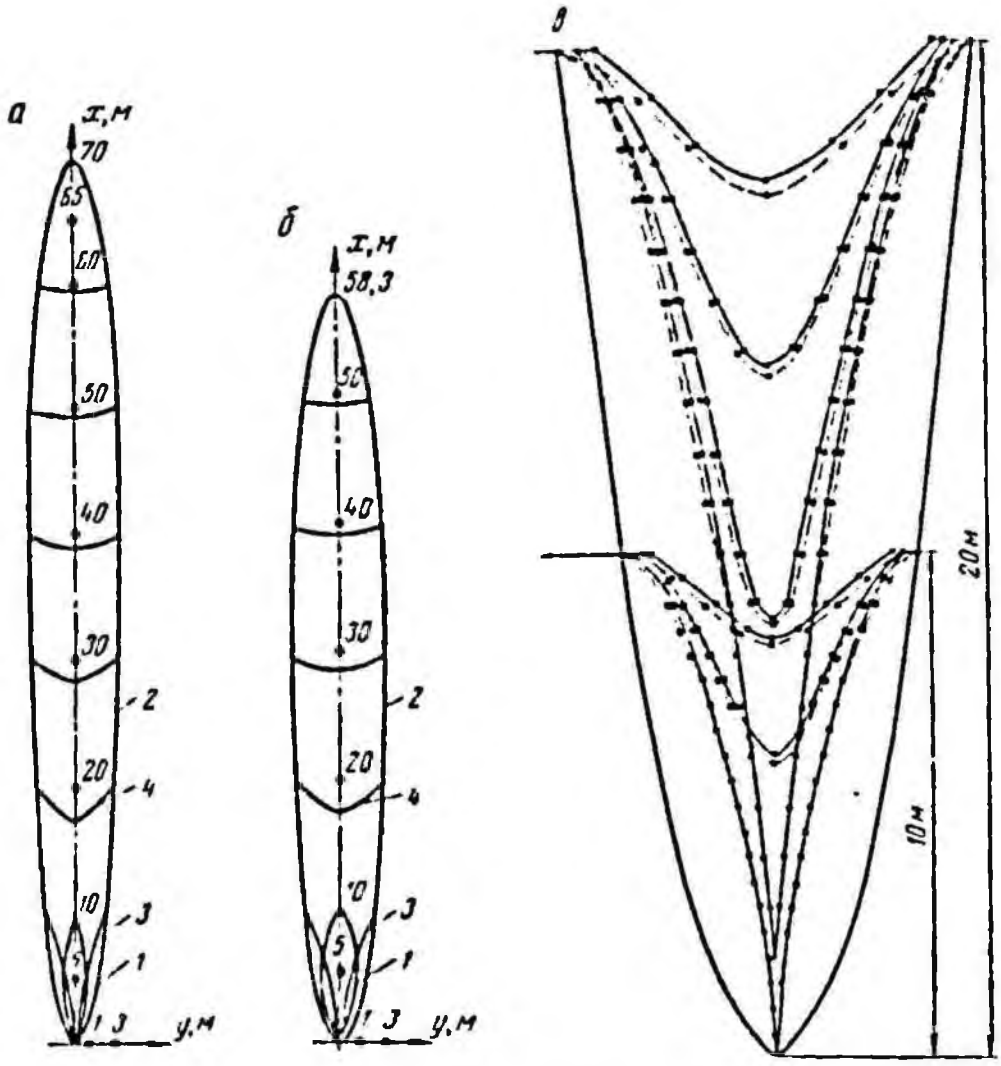


Рис. 66. Расчетные параметры эллипсоидов выпуска и разрыхления, воронок внедрения и прогиба для промышленных условий:

а — при $P = 0,314$ м; б — при $P = 0,435$ м; в — при $P = 0,435$ м; сплошная линия — с учетом коэффициента вторичного разрыхления; пунктирная линия — без учета коэффициента вторичного разрыхления; 1 — эллипсоид выпуска; 2 — эллипсоид разрыхления; 3 — воронка внедрения; 4 — воронка прогиба

отработанного участка, где руда слежалась, а эллипсоид разрыхления проходил в основном в слабонарушенных породах висячего бока, представленных скальным материалом и сверху глиной, то примем показатель p равным 0,286 м.

Высота эллипсоида выпуска h и ширина его $2b$

$$h = \sqrt{\frac{3q}{\pi p}}, \text{ м} \qquad \text{(VIII.12)}$$

$$2b = \sqrt{2ph}, \text{ м}.$$

По этим формулам определяем, что высота эллипсоида выпуска 77 м, ширина его 6,6 м:

$$h = \sqrt{\frac{3 \cdot 1800}{3,14 \cdot 0,286}} = 77 \text{ м};$$

$$2b = \sqrt{2 \cdot 0,286 \cdot 77} = 6,6 \text{ м}.$$

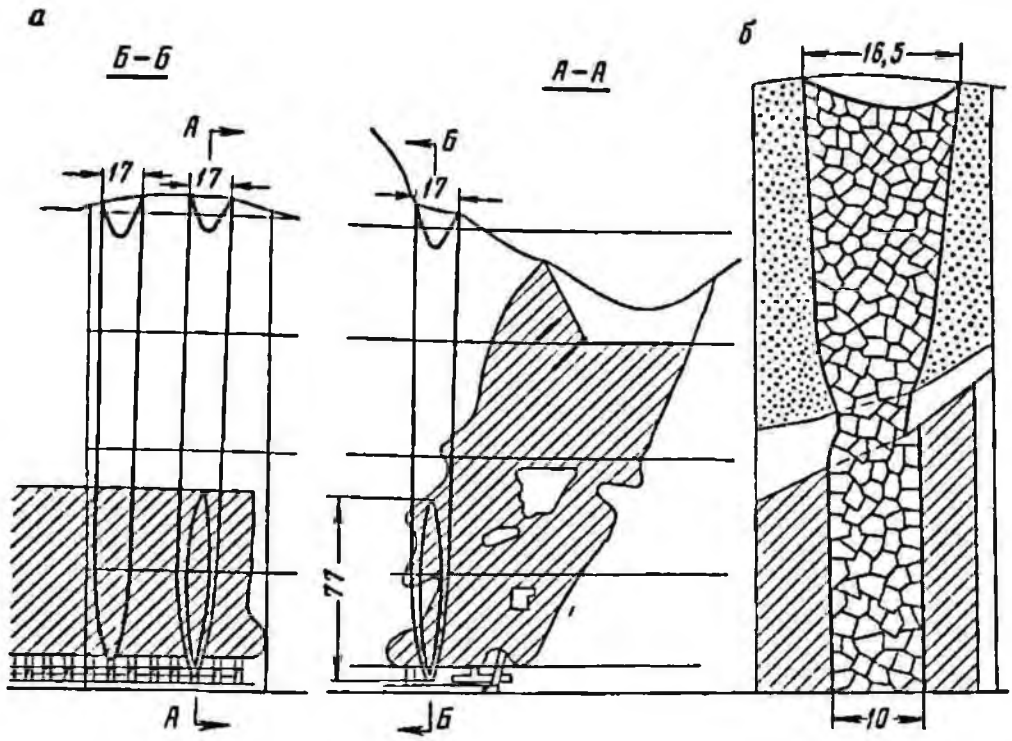


Рис. 67. Образование воронок провала:
а — в разрыхленных породах на руднике им. Орджоникидзе; б — в наносах на Березовском руднике

Из рис. 67, *а* видно, что высота эллипсоида примерно равна высоте толщи руды над выпускной выработкой *Б*.

Высоту эллипсоида разрыхления определяем из уравнения (VIII.8). Для рассматриваемого примера высота его

$$H=\sqrt{\frac{3\cdot 1{,}021\cdot 1800}{\pi\cdot 0{,}286\cdot 0{,}021}}=540\ м.$$

Таким образом, эллипсоид разрыхления достиг поверхности.

Ширина эллипсоида разрыхления

$$2b=\sqrt{2pH}=\sqrt{2\cdot 0{,}286\cdot 540}=17{,}5\ м.$$

Диаметр воронки провала должен быть несколько меньше. Его определяем по формуле (VIII.6) при условии, что $h_1 = x$ и $D = 2y$

$$D=\sqrt{8px\left[1-x\sqrt{\frac{\pi p}{3q}\left(1-\frac{1}{\eta}\right)}\right]},\ м; \qquad (VIII.13)$$

$$D=\sqrt{8\cdot 0{,}286\cdot 200\times\left[1-200\sqrt{\frac{\pi\cdot 0{,}286}{3\cdot 1800}\left(1-\frac{1}{1{,}021}\right)}\right]}=$$
$$=17\ м.$$

Максимально возможная ширина воронки провала (при условии, что частицы не скатываются в воронку под углом естественного откоса) равна ширине области влияния выпускного отверстия, которую определяем по формуле (VIII.4)

$$D=\sqrt{8px},\ м; \qquad (VIII.14)$$

$$D=\sqrt{8\cdot 0{,}286\cdot 200}=21\ м.$$

Ширина воронки провала, которая образуется над обрушенным

блоком или над камерой при обрушении потолочины, больше ширины области влияния выпускного отверстия, определенной по формуле (VIII.4), на ширину камеры или блока

$$B = \sqrt{8pr} + Б, \text{ м}, \qquad \text{(VIII.15)}$$

где B — ширина воронки провала, м; $Б$ — ширина блока или камеры, м.

Глубину воронки прогиба или провала h_B (в начальный период ее образования, когда частицы не скатываются под углом естественного откоса), определяем по формуле

$$h_B = h_1 - x_{min}, \text{ м}, \qquad \text{(VIII.16)}$$

где x_{min} — координата дна воронки, определяемая по формуле (VIII.6).

При $y = 0$

$$x_{min} = \sqrt{\eta\left(h_1^2 - \frac{3q}{\pi p}\right)}, \text{ м}. \qquad \text{(VIII.17)}$$

Тогда

$$h_B = h_1 - \sqrt{\eta\left(h_1^2 - \frac{3q}{\pi p}\right)}, \text{ м}. \qquad \text{(VIII.18)}$$

При высоте слоя пород 200 м глубина воронки провала равна 14 м

$$h_B = 200 - \sqrt{1{,}021\left(200^2 - \frac{3 \cdot 1800}{3{,}14 \cdot 0{,}286}\right)} = 14 \text{ м}.$$

Расчеты соответствуют фактическим данным.

Приведенный пример убедительно свидетельствует о том, что опускание слаборазрыхленных пород в зоне обрушения висячего бока подчиняется закономерностям истечения сыпучего материала.

§ 4. Определение параметров воронок провала III группы

Налегающие породы, представленные рыхлым материалом или скальными породами, разбитыми мелкой

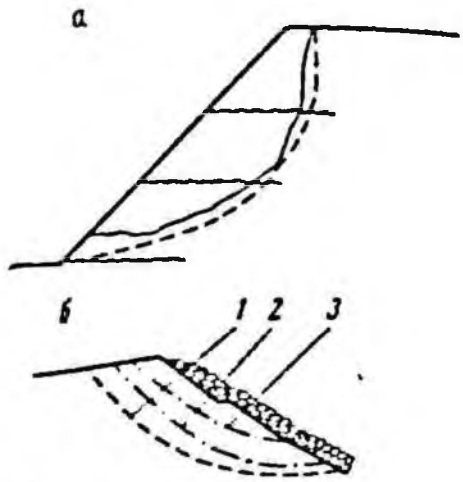


Рис. 66. Деформация борта карьера:

а — по данным лабораторных опытов Л. М. Казикаева (пунктирной линией показана поверхность скольжения, построенная по методу Г. Л. Фисенко); б — на карьере Донского рудника: 1 — обратная поверхность скольжения; 2 — зона микроразрушений; 3 — зона микроразрушений, где сказывается влияние взрывов

сеткой трещин, даже без предварительного разрыхления ведут себя, как сыпучий материал. На Березовском руднике при обрушении пропластка коренных пород в потолочине сухие суглинки прорвались в камеру, а на земной поверхности образовалась воронка диаметром 16,5 м (см. рис. 67, *б*). Толщина слоя суглинков составляла 36 м. Так как суглинки находились в плотном состоянии, примем показатель сыпучести их 0,286 м. При выпуске суглинков через небольшое отверстие максимальный диаметр воронки провала, определенный по формуле (VIII.15),

$$B = \sqrt{8 \cdot 0{,}286 \cdot 36} + 8 \text{ м} = 17 \text{ м},$$

что соответствует фактическим данным.

Проведенные нами исследования по сдвижению горных пород (скальных, разрыхленных, наносов) подтверждается многочисленными примерами из различных областей гор-

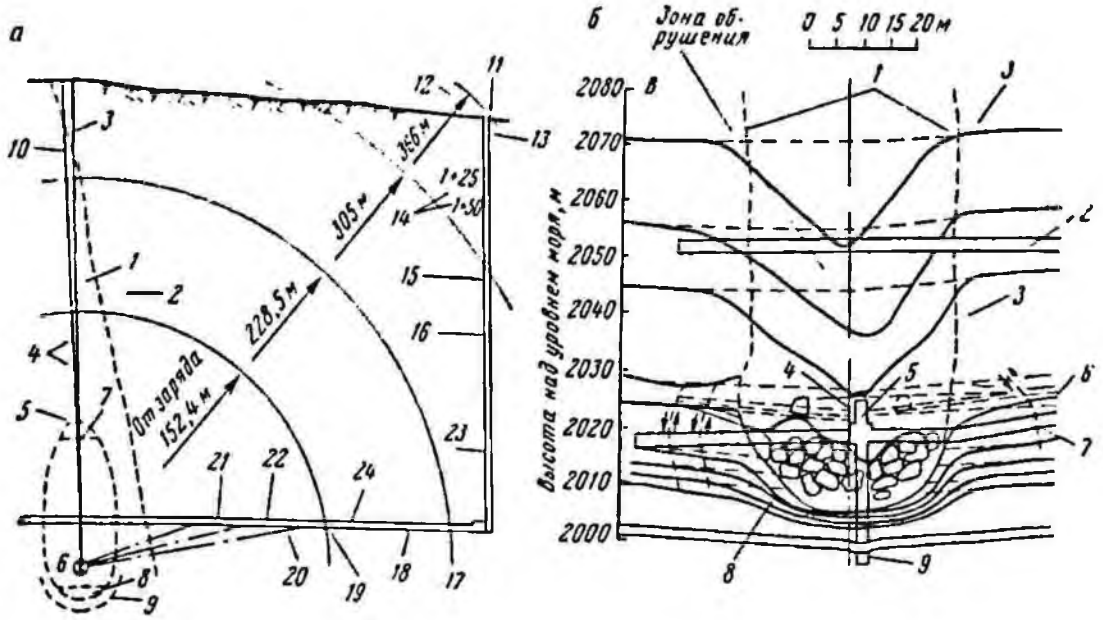


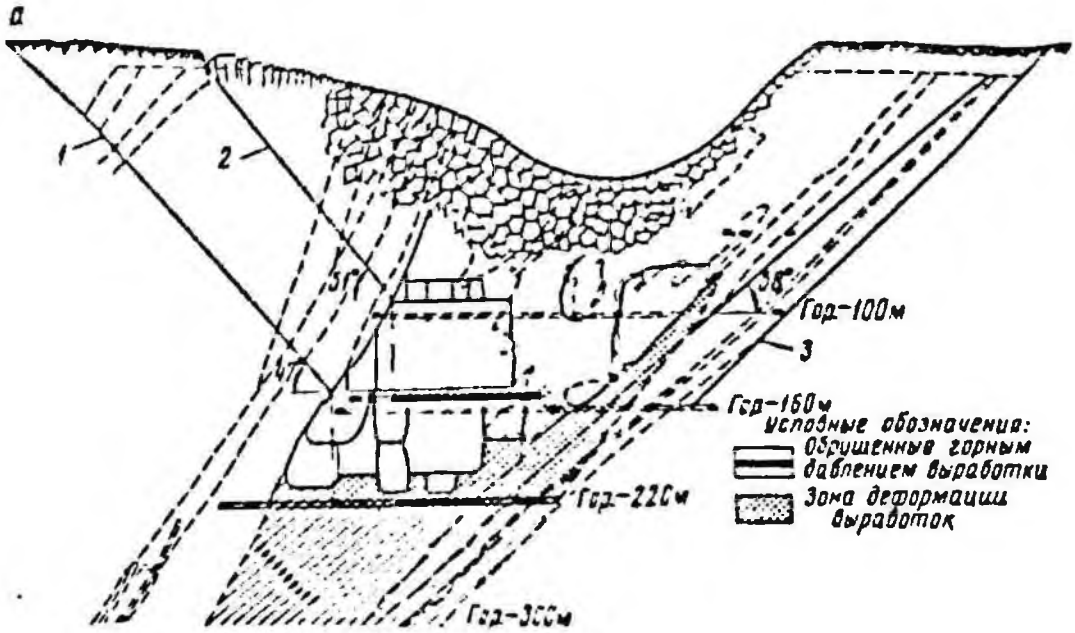
Рис. 69. Зоны обрушения при подземном взрыве атомного заряда:

а — взрыв «Хардхэт»: 1 — гранодиорит; 2 — кварц — монцонитовый порфир; 3 — буровая скважина для заложения атомного заряда; 4 — зона частичного ухода бурового раствора; 5 — зона полного ухода бурового раствора; 6 — атомный заряд; 7 — пустая часть зоны обрушения; 8 — стекловидная спекшаяся масса, обрушившаяся со стенок полости; 9 — зона раздробленной породы, внешние границы которой не установлены; 10 — разведочная буровая скважина, пробуренная после атомного взрыва; 11 — ствол шахты; 12 — трещины в фундаменте подъемной машины; 13 — место повреждения рельсового проводника; 14 — места установки в стволе реперов; 15 — место поломок затяжек крепи ствола и его искривление; 16 — искривление ствола; 17 — перемычка с дверью; 18 — вывалы кусков породы; 19 — зона нарушений породы до атомного взрыва; 20 — пучение почвы; 21 и 22 — песчаные перемычки; 23 — место искривления ствола; 24 — обрушение породы; б — взрыв «Райнир»: 1 — граница зоны обрушения; 2 — верхний разведочный штрек, пройденный из восстающего; 3 — главная зона сдвига; 4 — центр взрыва; 5 — короткий восстающий; 6 — штольня для заложения заряда; 7 — разведочный штрек; 8 — нижняя разведочная рассечка; 9 — слепой ствол

ного дела. Известно, что уступы и борта карьеров, откосы отвалов обрушаются по криволинейным поверхностям (рис. 68), аналогичным в сечении сфере влияния выпускного отверстия. При подземных атомных взрывах образуются полости сферической формы диаметром в десятки метров. В эту полость обрушаются породы. Зона обрушения имеет вид эллипсоида, а пропластки пород опускаются в виде воронок прогиба.

На рис. 69, *а* показана зона обрушения при атомном взрыве на опытном полигоне в штате Невада с кодовым названием «Хардхэт» [52]. Диаметр полости при взрыве был равен 38,2 *м*. Высота зоны обрушения (эллипсоида) 91 *м*. На рис. 69, *б* показано опускание пропластков пород в зоне обрушения при атомном взрыве «Райнир» [51]. Высота зоны обрушения (эллипсоида) составила 118 *м*.

Теоретические исследования и приведенные примеры свидетельствуют о том, что границами зон обрушения являются кривые линии, а не прямые, как до сих пор принимают в расчетах на практике (рис. 70, *а*). Это в первую очередь относится к породам висячего бока. Породы лежачего бока могут сдвигаться по контакту с рудным телом. Если породы лежачего бока сдвигаются по кривой



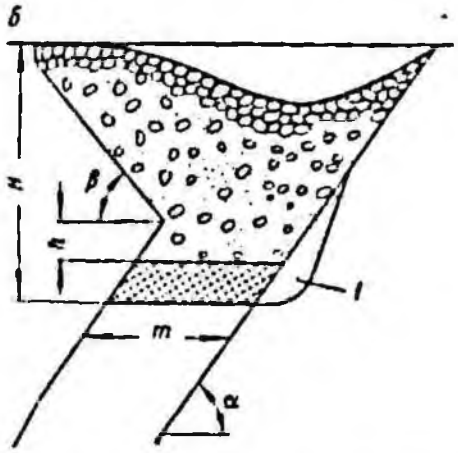


Рис. 70. Принятое построение зон обрушения:
а — на руднике им. Дзержинского: 1 — линия сдвижения пород висячего бока; 2 — линия разрыва пород; 3 — линия сдвижения пород лежачего бока; б — то же, с учетом зоны смятия — 1

линии, то зона обрушения уходит в глубь лежачего бока.

Если полевые штреки на верхних горизонтах проводили с учетом сдвижения пород по прямой линии, то они попадут в зону обрушения. Такие явления случались на практике. Для объяснения их строились различные гипотезы, например образование зоны смятия и другие (рис. 70, б). Фактически же породы сдвигались по кривой линии, в результате чего полевые выработки верхних этажей разрушались.

Во многих примерах сдвижение горных пород (при образовании мульд прогиба на поверхности воронок провала и сводов обрушения, зон обрушения при сдвижении бортов карьера и откосов отвалов и др.) происходят процессы, аналогичные процессам, происходящим при истечении сыпучих материалов, не только качественно, но и количественно.

Мы уже приводили пример, когда образование сводов обрушения описывается уравнением сферы влияния выпускного отверстия. В этом случае показатель сыпучести руды p характеризует устойчивость скальных пород и его прочностные свойства. Показатель p равен радиусу свода естественного равновесия в его вершине. Как и коэффициент сыпучести p, он является постоянным для

скальных пород с определенными физико-механическими свойствами, т. е. не зависит от размеров свода обрушения.

§ 5. Исследование сдвижений земной поверхности под влиянием подземных работ на основе теории стохастических процессов [1]

Общие сведения. Несмотря на сравнительно длительную историю изучения процессов сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок, до настоящего времени не существует законченной теории процесса сдвижения горного массива. В большинстве случаев решение практических задач по охране поверхности, поверхностных и подземных сооружений основано на данных натурных наблюдений за сдвижением горного массива для каждого конкретного бассейна в отдельности, что требует большой затраты времени и материальных средств.

Таким образом, исследование закономерностей сдвижения горного массива под влиянием подземных работ и по настоящее время является весьма актуальной проблемой.

Все расчетные методы до начала 40-х годов нашего столетия являлись полуэмпирическими, т. е. многие входящие в уравнения величины должны определяться из натурных наблюдений. В начале 40-х годов нашего столетия проф. С. Г. Авершин начал разработку строгой математической теории процесса сдвижения горного массива. Он рассмотрел и обобщил обширный материал инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности во всех угольных бассейнах страны.

Приняв, что с достаточной для практических целей точностью деформацию земной поверхности можно представить как результат изгиба слоя пород, прилегающих к поверхности, проф. С. Г. Авершин установил зависимость между горизонтальными и вертикальными деформациями в виде

$$\xi = -K(y)\frac{\partial \eta}{\partial x}, \qquad \text{(VIII.19)}$$

где x и y — координаты точек земной поверхности соответственно в направлении по нормали и по напластованию к пласту; ξ — горизонтальная деформация поверхности; η — вертикальная деформация поверхности; $K(y)$ — коэффициент пропорциональности, характеризующий распределительную способность горных пород.

Эта зависимость легла в основу теоретических работ по сдвижению земной поверхности многих других авторов.

Теория проф. С. Г. Авершина основана на представлении горного массива как упругой или пластически деформирующейся среды и позволяет решать многие вопросы сдвижения земной поверхности под влиянием разработки горизонтальных и пологих угольных пластов.

Другим направлением в изучении процесса сдвижения горного массива является статистическая теория сдвижения горных пород, разрабатываемая Р. А. Муллером. Полученные Р. А. Муллером зависимости хорошо сходятся с данными натурных наблюдений для условий разработки горизонтальных и пологих угольных пластов. Для наклонного и крутого падения эта сходимость недостаточна.

Совершенно новый подход к решению задач сдвижения горных пород предложил чл.-корр. Польской Академии наук Е. Литвинишин. Теория

[1] Написано совместно с П. Ф. Мироновым.

Е. Литвинишина не основывается на положениях теории упругости, пластичности или какой-либо реологической модели. Она основана на аналогии процесса сдвижения горного массива со стохастическими процессами, описывающимися дифференциальными уравнениями параболического типа, типа теплопроводности и диффузии.

Из анализа существующих методов расчета сдвижения горного массива следует, что до возможностей практического применения доведены только методы расчета сдвижения горного массива при разработке горизонтальных и пологих угольных пластов. При наклонном и крутом залегании пластов сходимость расчетных величин сдвижения горных пород с данными натурных наблюдений недостаточна. Поэтому теоретическую разработку сдвижения горного массива необходимо продолжить.

Согласно модели Е. Литвинишина, образование мульды сдвижения $w(x, z, t)$ на каком-то горизонте z в момент времени $t \geqslant 0$ вызовет мульду сдвижения $w(x_1, z_1, t_1)$ на горизонте z_1 в момент времени t_1 ($t_1 > t$). Это можно выразить математически

$$w(x_1, z_1, t_1) = F[w(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1],$$

где F — некоторый оператор, относительно которого принимаются два основных предположения, которые можно проверить путем физического эксперимента.

1. Оператор F должен быть линейным, т. е. обладать свойством однородности, выражаемым равенством $F[\alpha w(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1] = \alpha F[w(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1]$ и свойствами наложения $F[w_1(x, z, t) + w_2(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1] = F[w_1(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1] + F[w_2(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1]$.

2. Оператор F должен быть однозначным. Это значит, что возникновение мульды сдвижения

$$w(x_1, z_1, t_1) = F[w(x, z, t); x, z, t; x_1, z_1, t_1] \quad \text{при } t_1 \geqslant t$$

приводит к образованию мульды

$$w(x_2, z_2, t_2) = F[w(x_1, z_1, t_1); x_1, z_1, t_1; x_2, z_2, t_2] \quad \text{при } t_2 \geqslant t_1.$$

Пользуясь этими предположениями, Е. Литвинишин показал, что функция w удовлетворяет следующему интегральному уравнению:

$$w(x_2, z_2, t_2) = \int_{-\infty}^{t_2} dt_2 \int_{-\infty}^{+\infty} w(x_1, z_1, t_1) \times \varphi(x_1, z_1, t_1; x_2, z_2, t_2)\, dx_1,$$

где $\varphi(x_1, z_1, t_1; x_2, z_2, t_2)$ — функция распределения и удовлетворяет уравнению

$$\varphi(x, z, t; x_2, z_2, t_2) = \int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} \varphi(x, z, t; x_1, z_1, t_1) \times \varphi(x_1, z_1, t_1; x_2, z_2, t_2)\, dx_1\, dt_1.$$

Это уравнение является основным уравнением непрерывных стохастических процессов и допускает как класс непрерывных, так и класс прерывных решений. Если рассматривать класс непрерывных решений, то отыскание функции φ сводится к решению дифференциального уравнения параболического типа. Для стационарного процесса это уравнение имеет вид

$$\frac{\partial w}{\partial z} = N(z)\, w - \frac{\partial}{\partial x}[A(x, z)\, w] + \frac{\partial^2}{\partial x^2}[B(x, z)\, w], \qquad \text{(VIII.20)}$$

где функциональные коэффициенты уравнения $N(z)$, $A(x, z)$, $B(x, z)$ зависят от свойств среды.

Связь функции влияния с нормальным распределением. Для объяснения явления образования прогибов на горизонте z под влиянием выемочных работ на горизонте S, рассмотрим следующую упрощенную модель. Предположим, что горные породы равномерно разбиты на куски определенных размеров правильной формы (в виде шара) и каждый кусок породы размещен в своей ячейке (см. рис. 5). Удаление куска (шара) из ячейки на горизонте S вызывает необходимость заполнения этой ячейки одним из двух пограничных шаров вышележащего горизонта с вероятностью каждого из них, равной 0,5. Освободившуюся ячейку на втором горизонте займет один из трех шаров 3-го горизонта с вероятностями соответственно 0,25; 0,5; 0,25 и т. д. На горизонте n может освободиться любая из k-той ячеек с соответствующей вероятностью. При большом n плотность вероятности выпадения частиц из k-той ячейки на горизонте n задается кривой Гаусса, т. е. нормальным распределением. Нормальное распределение для плотности вероятности выпадения частицы из k-той ячейки на горизонте n (или частицы с абсциссой η на горизонте z при наличии выемки на горизонте S, где $z > S$) будет справедливо не только в приведенной упрощенной модели. Даже если вместо шаров одинаковых размеров ячейки пространства будут заполнены частицами, имеющими разные размеры, форму и вес, то плотность вероятности выпадения частиц из элемента пространства $\eta < x' < \eta + \Delta\eta$ на горизонте z будет задаваться по нормальному закону и выражаться функцией

$$P_{z,S}(\eta < x' < \eta + \Delta\eta) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\,\sigma} e^{-\frac{(\eta-m)^2}{2\sigma^2}} \Delta\eta, \qquad \text{(VIII.21)}$$

где η — случайная величина; m — математическое ожидание случайной величины; σ^2 — среднеквадратичное отклонение случайной величины от ее математического ожидания.

Параметры m и σ зависят от времени t, z и S, а также от различия физико-механических свойств среды в разных направлениях. Последнее приведет к изменению симметрии кривой Гаусса и к некоторому искажению ее.

Рассмотрим поведение сыпучей среды, когда среда изотропна в любом горизонтальном направлении и однородна по составу. Рассмотрим плоскую задачу (рис. 71). Пусть на горизонте S_{const} сделана выемка в виде узкой щели бесконечной длины. Абсцисса выемки x, ширина Δx. Прогиб будет одинаковый во всяком сечении плоскостью, перпендикулярной оси OY. Кривая на чертеже изображает геометрическое место, которое займут частицы, первоначально расположенные на горизонте z_{const} через время t после начала движения их к выпускному отверстию. Из соображений симметрии $m = x$ поэтому,

$$P_{z,x}(\eta < x' < \eta + \Delta\eta) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\,\sigma} e^{-\frac{(\eta-x)^2}{2\sigma^2}} \Delta\eta. \qquad \text{(VIII.22)}$$

Примем, что вертикальная составляющая скорости распространения процесса смещения не меняется для горизонтов $z - S < H$ (H — глубина, на которой расположен слой S_{const}). Тогда очевидно, что глубина прогиба на разных горизонтах будет зависеть от времени, в течение которого происходит смещение частиц с горизон-

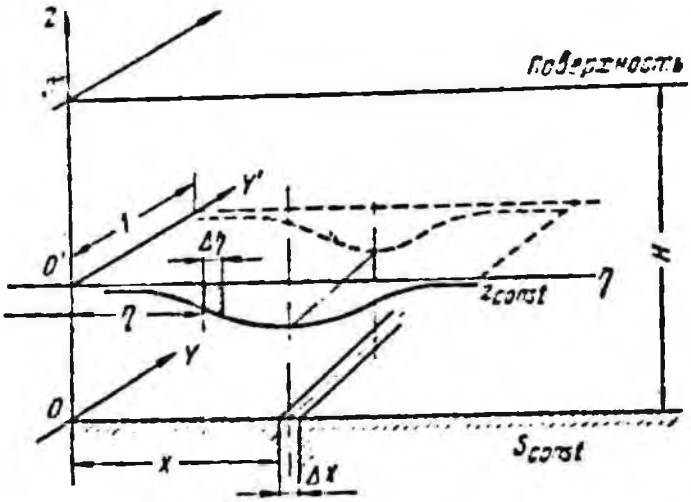


Рис. 71. График смещения сыпучей среды в двумерной плоскости

та z'. Если обозначить это время через t', то

$$t' = t - \frac{z - S}{v_п}, \qquad \text{(VIII.23)}$$

где t — время, прошедшее с момента открытия выпускного отверстия до данного момента; $v_п$ — скорость распространения процесса смещения от слоя к слою.

Если размеры щели таковы, что одновременно в нее попадут z частиц, то на горизонте z появится r свободных ячеек, которые будут заполняться частицами, первоначально расположенными на более высоких горизонтах. При достаточной длительности процесса число таких актов станет очень большим и распределение смещающихся частиц от η станет нормальным. Причем глубина прогиба в интервале $\eta < x' < \eta + \Delta\eta$ будет пропорциональна количеству частиц, прошедших через этот интервал, т. е. пропорциональна объему, который занимали первоначально частицы. Для интервалов одинаковых размеров $\Delta\eta$ количество этих частиц согласно закону больших чисел станет пропорциональным плотности вероятности смещения. Окончательно получим

$$\Delta r = w(\eta, z)\,\Delta\eta = \frac{M}{\sqrt{2\pi}\,\sigma} e^{-\frac{(\eta - x)^2}{2\sigma^2}} \Delta\eta,$$

откуда

$$w(\eta, z) = \frac{M}{\sqrt{2\pi}\,\sigma} e^{-\frac{(\eta - x)^2}{2\sigma^2}}, \qquad \text{(VIII.24)}$$

где M — коэффициент пропорциональности, зависящей от размеров элементарной выемки, следовательно, $w(\eta, z)$ также пропорционален объему элементарной выемки.

В работах польских ученых, обзор которых дан в работе [11], приведена формула для определения координаты мульды прогиба

$$w[\eta, \chi_{(z)}] = \eta[x, \chi_{(S)}; \eta, \chi_{(z)}] \times$$
$$\times w[x, \chi_{(S)}]\,\Delta x, \qquad \text{(VIII.25)}$$

где χ — функция от z, учитывающая изменение физико-механических свойств от горизонта к горизонту; $w[x, \chi_{(S)}]\Delta x$ — объем элементарной выемки на горизонте S.

В работе Е. Литвинишина не учтена зависимость величины мульды прогиба на горизонте z от времени,

а только от объема высыпавшего через щель сыпучего.

Из сравнения формул (VIII.24) и (VIII.25) получим

$$\frac{M}{\sqrt{2\pi}\,\sigma}\,e^{-\frac{(\eta-x)^2}{2\sigma^2}}=$$

$$=\varphi\,[x,\ \chi_{(S)};\ \eta,\ \chi_{(z)}]\,w\,[x,\ \chi_{(S)}]\,\Delta x,$$

откуда

$$\varphi\,[x,\ \chi_{(S)};\ \eta,\ \chi_{(z)}]=\frac{M}{\Delta v\,\sqrt{2\pi}\,\sigma}\,e^{-\frac{(\eta-x)^2}{2\sigma^2}}.$$

Заменяя $\frac{M}{\Delta v}=K_{\text{т}}$ и так как для не слишком больших интервалов $z-S$ физико-механические свойства среды можно считать неизменными, то в обозначениях для функции влияния φ можно опустить знак χ и окончательно выражение для функции влияния от времени будет

$$\varphi\,(x,\ S;\ \eta,\ z,\ t)=\frac{K_{\text{т}}}{\sqrt{2\pi}\,\sigma}\,e^{-\frac{(\eta-x)^2}{2\sigma^2}},\qquad\text{(VIII.26)}$$

где $K_{\text{т}}$ — коэффициент, зависящий от физико-механических свойств среды и от отношения времени движения частиц с данного горизонта $z\,(t')$ ко времени, в течение которого открыто отверстие (t);

$$T=\frac{t'}{t}.$$

В дальнейшем выясним физический смысл этого коэффициента и найдем его численную величину. Из формулы (VIII.23) следует, что на горизонте $z_t=v_{\text{п}}t+S$ прогиб еще всюду равен нулю, так как процесс смещения только в момент времени t достигнет этого горизонта, поэтому

$$\varphi\,(x,\ S;\ \eta,\ z_{(t)},\ t)=0\ \text{ и }\ K_{\text{т}}=0.\qquad\text{(VIII.27)}$$

Функция влияния для реальной среды и зависимость ее от высоты горизонта. Выражение (VIII.26) для функции влияния φ аналогично выражению, полученному экспериментально Е. Литвинишиным [1]

$$\varphi\,(x,S;\ \xi,\ z)=\frac{C}{\sqrt{F_{(z)}-F_{(S)}}}\,e^{-\frac{(\xi-x)^2}{4[F_{(z)}-F_{(S)}]}}.\qquad\text{(VIII.28)}$$

Из выражений (VIII.28) и (VIII.26) видно, что

$$C=\frac{K_{\text{т}}}{\sqrt{\pi}}\ \text{ и }\ \sigma_{(z-S)}=\sqrt{2\,(F_{(z)}-F_{(S)})}.$$

Обстоятельство, что функция влияния зависит от z и S, как от $F_{(z)}-F_{(S)}$, вытекает из общих соображений. Действительно, из уравнения для координаты глубины мульды прогиба следует, что

$$w\,(\eta,\ z,\ t')=\varphi\,(x,\ S;\ \eta,\ z,\ t')\times$$

$$\times\,w\,(x,\ S,\ t')\,dx\qquad\text{(VIII.29)}$$

и левая часть уравнения не зависит от параметра S, а правая — зависит. Такая зависимость может быть только при определенных условиях и для горизонта $z=S$ функция влияния превращается в δ-функцию

$$\varphi\,(x,\ \eta;\ 0,\ t')=\delta_t\,(x-\eta).$$

Тогда уравнение (VIII.29) будет являться тождеством относительно S. При $z\neq S$ выражение (VIII.29) дает возможность определить прогиб для любого η и z. Из выражений (VIII.26) и (VIII.28) следует, что

$$\sigma=\sigma\,[F_{(z)}-F_{(S)}].\qquad\text{(VIII.30)}$$

Экспериментально установлено, что отличный от нуля прогиб появляется лишь на некотором конечном отрезке R горизонта z, тогда

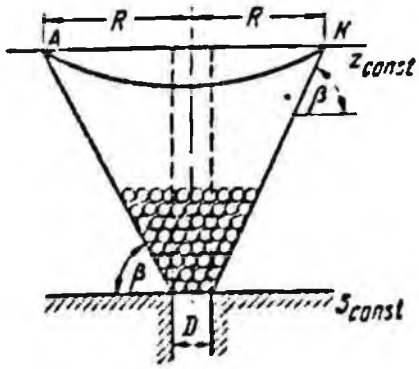


Рис. 72. Схема смещения частиц

как функция влияния из формулы (VIII.26) дает отличные от нуля прогибы во всем интервале $-\infty < \eta - x < +\infty$. Объясняется это тем, что место выпавшей частицы на горизонте z может занять не любая частица, расположенная на вышележащем горизонте, а только одна из r частиц, граничных с ней (рис. 72). Таким образом, смещение частиц от горизонта к горизонту в реальной среде происходит не бесконечно, а под предельным углом β. В действительности частицы смещаются под углами бо́льшими β. Это можно объяснить наличием в реальной среде сил внутреннего трения, сцепления и зацепления. При выводе же формулы (VIII.26) предполагалась среда, в которой перечисленные силы отсутствуют. Отметим, что контуры зоны, в которой произошло смещение частиц, не успевают достичь линии предельного угла до выхода процесса на поверхность. Следовательно, кривая влияния выпускного отверстия всегда проходит под углом, бо́льшим предельного. Когда смещение достигнет поверхности, образуется воронка провала, частицы которой располагаются под углом естественного откоса.

Чтобы функция влияния отличалась от нуля на конечном отрезке $R(z, S, \beta)$, ее следует определять так

$$\varphi(x, S; \eta, z, t') = \begin{cases} \dfrac{K_\tau}{\sqrt{2\pi}\,\sigma} e^{-\frac{(\eta-x)^2}{2\sigma^2}} & \text{при } (\eta-x)^2 \leq R^2 \\ 0 & \text{при } (\eta-x)^2 > R^2, \end{cases} \quad \text{(VIII.31)}$$

где

$$R(z, S, \beta) = (z-S)\operatorname{ctg}\beta + 0{,}5D.$$

В полученной зависимости не учтено влияние физико-механических свойств на появление конечного прогиба. Эта зависимость подразумевается входящей в вид самой функции влияния.

Определение коэффициента затухания процесса смещения от горизонта к горизонту. Выше показано, что при $z \neq S$ функция влияния характеризует величину прогиба на горизонте z. Если прогиб на горизонте z в момент времени t равен $w(\eta, z, t') = \varphi(x, S; \eta, z, t')\ w(x, S, t')\ \Delta x$, где $w(x, S, t')\ \Delta x = \Delta r_{S(t)}$, то объем частиц, ушедших с горизонта z за это время, найдем по формуле

$$\Delta r_{z(t)} = \int_{-\infty}^{+\infty} w(\eta, z, t)\, d\eta = \Delta r_{S(t)} \int_{-\infty}^{+\infty} \varphi(x, S; \eta, z, t')\, d\eta,$$

откуда

$$\frac{\Delta r_{z(t)}}{\Delta r_{S(t)}} = \int_{-\infty}^{+\infty} \varphi(x, S; \eta, z, t')\, d\eta. \quad \text{(VIII.32)}$$

Сравнивая полученное выражение с формулой (VIII.24) найдем, что

$$\frac{\Delta v_{z(t)}}{\Delta r_{S(t)}} = \int_{-\infty}^{+\infty} \frac{K_\tau}{\sqrt{2\pi}\,\sigma} e^{-\frac{(\eta-x)^2}{2\sigma^2}}\, d\eta. \quad \text{(VIII.33)}$$

Из теории вероятностей известно, что

$$\int_{-\infty}^{+\infty} e^{-\frac{z^2}{2}} dz = \sqrt{2\pi},$$

тогда коэффициент, учитывающий затухания процесса смещения равен

$$\frac{\Delta v_{z(t)}}{\Delta v_{S(t)}} = K_{(\tau)}.$$

Исходя из дифференциального уравнения для функции влияния, приведенного в работе Е. Литвинишина [1],

$$\frac{\partial \varphi}{\partial S}(x, S;\ \eta, z, t') = \varphi(x, S;\ \eta, z, t')\frac{\partial a(S, t)}{\partial S} - A_{(S, x)}\frac{\partial \varphi(x, S;\ \eta, z, t')}{\partial x} - B_{(x, S)}\frac{\partial^2 \varphi(x, S;\ \eta, z, t')}{\partial x^2}, \quad \text{(VIII.34)}$$

и из соотношения

$$\int_{-\infty}^{+\infty} n\varphi(x, S;\ \eta, z)\, d\eta = 1 - \frac{\partial a(S, t)}{\partial S}(z - S) = nK_{(\tau)}$$

и подставляя в дифференциальное уравнение (VIII.34) значение для функции влияния φ, после некоторых упрощений получим, что

$$K_{(\tau)} = \frac{\alpha v_n t}{\alpha v_n t + z - S} \cdot \frac{1}{n}, \quad \text{(VIII.35)}$$

где n — коэффициент, учитывающий размерность; α — безразмерный коэффициент.

С учетом K_τ функция влияния для идеальной среды и для щели конечных размеров будет иметь вид:

$$\varphi(x, S;\ \eta, z, t) = \begin{cases} \dfrac{\alpha v_n t e^{-\frac{(\eta - x)^2}{4C(z-S)}}}{2 \cdot n(\alpha v_n t + z - S)\sqrt{\pi C(z - S)}} & \text{при } t > \dfrac{z - S}{v_n}, \\ 0 & \text{при } t \leqslant \dfrac{z - S}{v_n}, \end{cases} \quad \text{(VIII.36)}$$

где C — коэффициент, учитывающий разрыхление среды в горизонтальной плоскости.

Для реальной среды уравнение K_τ имеет следующий вид:

$$\frac{\partial K_\tau}{\partial S} \approx \frac{K_\tau}{z - S}\left\{1 - \frac{2K_\tau}{\sqrt{\pi}} \times \Phi\left[\frac{1}{2}\sqrt{\frac{z - S}{C}}\operatorname{ctg}\beta\right]\right\}, \quad \text{(VIII.37)}$$

где Φ — функция Лапласа. Уравнение можно решить приближенно при разложении в ряд Φ.

Определение глубины мульды прогиба на горизонте z и кривой фигуры влияния выпускного отверстия. Координату глубины мульды прогиба определяем по формуле

$$w(\eta, z) = \varphi(x, S;\ \eta, z)\, w(x, S)\, dx,$$

где $w(x, S)\ dx = dv$.

Проинтегрируем по t, тогда

$$dv = r\,\Delta x\, dt,$$

где r — скорость истечения сыпучего из отверстия; Δx — ширина выпускного отверстия;

$$w(\eta, z, t) = \int_{\frac{z-S}{v_n}}^{t} \varphi(x, S;\ \eta, z, t) \times r\,\Delta x\, dt. \quad \text{(VIII.38)}$$

С учетом выражения для φ получим

$$w(\eta, z, t) = \frac{r\,\Delta x e^{-\frac{(\eta - x)^2}{4C(z-S)}}}{2n\sqrt{\pi C(z - S)}} \times \int_{\frac{z-S}{v_n}}^{t} \frac{\alpha v_n t}{\alpha v_n t + z - S}\, dt. \quad \text{(VIII.39)}$$

Окончательно выражения для глубины мульды прогиба для узкой щели имеет вид:

$$w(\eta, z, t) = \frac{r\,\Delta x e^{-\frac{(\eta-x)^2}{4C(z-S)}}}{2\cdot n\sqrt{\pi C(z-S)}}\left[t - \frac{z-S}{v_n} - \right.$$

$$\left. - \frac{z-S}{\alpha v_n}\ln\frac{\alpha v_n t + z - S}{(z-S)(\alpha+1)}\right]. \qquad \text{(VIII.40)}$$

Для щели конечных размеров при $0 < x < m$ выражение для глубины мульды прогиба получим интегрированием выражения (VIII.40) по dx.

Окончательно получим

$$w(\eta, z, m, t) = \int_0^m \frac{re^{-\frac{(\eta-x)^2}{4C(z-S)}}}{2\cdot n\sqrt{\pi C(z-S)}} \times$$

$$\times\left[t - \frac{z-S}{v_n} - \right.$$

$$\left. - \frac{z-S}{\alpha v_n}\ln\frac{\alpha v_n t + z - S}{(z-S)(\alpha+1)}\right]dx =$$

$$= -\frac{r}{n\sqrt{\pi}}\left[t - \frac{z-S}{v_n} - \frac{z-S}{\alpha v_n} \times\right.$$

$$\left.\times\ln\frac{\alpha v_n t + z - S}{(z-S)(\alpha+1)}\right]\left\{\Phi\left[\frac{(\eta-m)}{2\sqrt{C(z-S)}}\right] - \right.$$

$$\left. - \Phi\left[\frac{\eta}{2\sqrt{C(z-S)}}\right]\right\}. \qquad \text{(VIII.41)}$$

При $m = 0$ $w = 0$, при $m \to \infty$

$$w(\eta, z, m, t) = \frac{-r}{n\sqrt{\pi}}\left[t - \frac{z-S}{v_n} - \right.$$

$$\left. - \frac{z-S}{\alpha v_n}\ln\frac{\alpha v_n t + z - S}{(\alpha+1)(z-S)}\right] \times$$

$$\times\left\{\frac{\sqrt{\pi}}{2} - \Phi\left[\frac{\eta}{2\sqrt{C(z-S)}}\right]\right\}. \qquad \text{(VIII.42)}$$

Рассмотрим эквипотенциальную поверхность, на которой величина прогиба w_0 стремится к нулю, для чего прологарифмируем выражение (VIII.40). После преобразований и разложения в ряд Тейлора получим

$$(\eta - x)^2 = \frac{2Ctr\,\Delta x\alpha\sqrt{z-S}}{nw_0(\alpha+1)\sqrt{\pi C}} -$$

$$- \frac{2Cr\,\Delta x\alpha}{nw_0 v_n(\alpha+1)\sqrt{\pi C}} \times$$

$$\times\sqrt{z-C}(z-S) - 4C(z-S).$$

Введем обозначения:

$$A = -2C\frac{\alpha r\,\Delta x}{(\alpha+1)nw_0 v_n\sqrt{\pi C}}; \quad B = -4C,$$

$$C_1 = 2C\frac{\alpha}{\alpha+1}\cdot\frac{tr\,\Delta x}{nw_0\sqrt{\pi C}}\sqrt{z-S} = y.$$

Тогда

$$(\eta - x)^2 = Ay^3 + By^2 + C_1 y.$$

Приравняем обе части равенства к нулю и найдем значение y $(\eta - x)^2 = 0$, которое определяет местоположение точек, расположенных на вертикальной оси симметрии, тогда

$$Ay^3 + By^2 + C_1 y = 0, \text{ или}$$

$$y(Ay^2 + By + C_1) = 0.$$

Следовательно,

$$y_1 = 0;$$

$$y_{2,3} = \frac{-B \pm \sqrt{B^2 - 4AC_1}}{2A}.$$

Так как прогиб на каком-либо горизонте всегда положительный, то $y = \sqrt{z-S} > 0$ (имеется в виду арифметический корень). Учитывая, что $A < 0$ и $B < 0$, получим

$$y_2 = \frac{-B - \sqrt{B^2 - 4AC_1}}{2A} < 0,$$

значение корня не имеет смысла;

$$y_3 = \frac{-B + \sqrt{B^2 - 4AC_1}}{2A} > 0,$$

значение корня соответствует значению ординаты вершины фигуры разрыхления.

Исследуя выражение для $(\eta - x)^2$, при всех значениях y находим, что фигура разрыхления при небольших значениях t представляет собой замкнутую фигуру. При большом t или стремящемся к бесконечности слагаемыми $Ay^3 + By^2$ можно пренебречь по сравнению с $C_1 y$. Тогда

$$(\eta - x)^2 = C_1 y,$$

откуда

$$y = \frac{1}{C_1}(\eta - x)^2.$$

Следовательно, при длительном времени выпуска сыпучего из отверстия фигура влияния выпускного отверстия стремится к параболлоиду. Таким образом, мы еще раз новым методом подтвердили выведенную зависимость (III.56) и доказали, что процессы, происходящие при выпуске сыпучего материала из отверстия, аналогичны процессам, происходящим при сдвижении пород под воздействием отработки горизонтального пласта.

Определение параметров мульды прогиба при разработке горизонтальных месторождений. Так как горные породы разбиты многочисленными трещинами различных размеров и направления, то горный массив можно уподобить сыпучей среде.

Используя вышеописанную модель, мы получили выражение функции распределения для реальной среды

$$\varphi(x, S;\ \eta, z, t) = \frac{\alpha v_n t e^{-\frac{(\eta - x)^2}{4[F(z) - F(S)]}}}{(\alpha v_n t + z - S)\sqrt{4\pi[F(z) - F(S)]}}, \qquad \text{(VIII.43)}$$

где e — основание натуральных логарифмов; η — абсцисса случайной величины; x — математическое ожидание случайной величины; v_n — скорость распространения процесса смещения частиц среды по оси ординат; t — время, в течение которого происходит смещение частиц с данного горизонта; α — постоянная интегрирования; z и S — координаты рассматриваемых горизонтов; $F(z) - F(S)$ — функция, характеризующая изменение свойств среды по оси ординат.

Формула (VIII.43) определяет закономерность, по которой происходит распределение частиц сыпучего материала на любом горизонте и в любой промежуток времени.

Известно, что сдвижение горного массива протекает длительное время и нередко заканчивается только через 5—10 лет. Если разделить числитель и знаменатель выражения (VIII.43) на t, то слагаемое $\frac{z - S}{t}$ будет стремиться к нулю, а выражение для функции распределения примет вид:

$$\varphi(x, S, \eta, z) = \frac{e^{-\frac{(\eta - x)^2}{4[F(z) - F(S)]}}}{\sqrt{4\pi[F(z) - F(S)]}}. \qquad \text{(VIII.44)}$$

Это выражение функции распределения для установившегося процесса сдвижения и определяет закономерность, по которой распределяются величины смещений частиц сыпучего материала, опустившихся с горизонта z, если проведена выработка на горизонте S.

Однако для практических целей необходимо знать не функцию распределения φ, а функцию, определяющую глубину мульды прогиба. Для условий разработки горизонтальных месторождений выражение для опре-

15 Заказ 1010

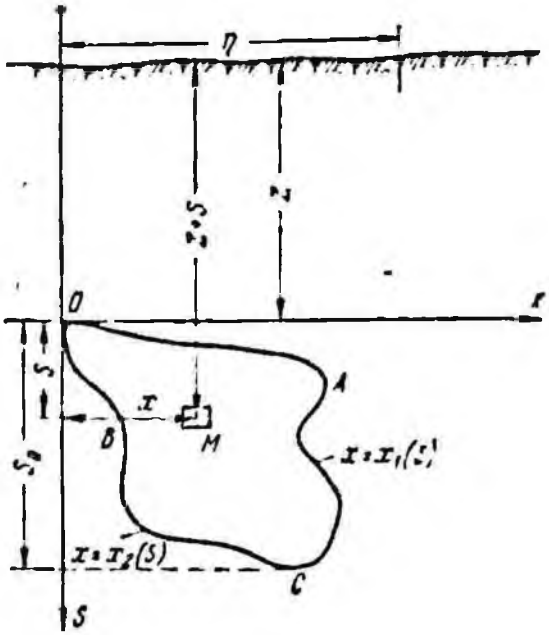


Рис. 72. К определению мульды прогиба при отработке рудного тела произвольного сечения

деления глубины мульды прогиба будет

$$w(\eta, z) = \frac{q w_0}{2} \Phi\left(\left| \frac{\eta - a}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}} \right|\right) \pm$$

$$\pm \Phi\left(\left| \frac{\eta}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}} \right|\right), \quad \text{(VIII.45)}$$

где q — коэффициент, учитывающий изменение объема пород при разрыхлении; w_0 — вертикальная мощность пласта полезного ископаемого, *м*; $\Phi(x)$ — вероятностная функция Гаусса, значения величин которой определяют из таблиц; η — абсцисса точки земной поверхности, смещение которой определяется, *м*; $F(z) - F(S)$ — функция, характеризующая изменение свойств среды по вертикальной оси.

Так как точное выражение для функции $F(z) - F(S)$ нами пока не получено, то при расчетах принимается

$$\sqrt{2[F(z) - F(S)]} \approx C(z + S),$$

где C — коэффициент, учитывающий изменение физико-механических свойств вмещающих пород по оси ординат.

В общем случае коэффициент C можно выразить функциональной зависимостью. В работе он определен эмпирическим путем

$$C \approx \frac{1.1}{f},$$

или

$$C \approx \frac{110}{\sigma_{сж}},$$

где f — коэффициент крепости пород; $\sigma_{сж}$ — прочность пород на сжатие.

Коэффициент

$$q = \frac{1}{K_p},$$

где K_p — коэффициент разрыхления горных пород.

Определение параметров мульды прогиба при разработке наклонных и крутых рудных тел [25]. Используя выражение функции распределения для установившегося процесса сдвижения горного массива, мы получили выражение для расчета сдвижений земной поверхности при разработке месторождений произвольной формы и залегающих под любым углом к горизонту (рис. 73).

Полагаем, что величина прогиба поверхности зависит от объема выработанного пространства, глубины залегания и угла падения месторождения, а также физико-механических свойств вмещающих пород.

Все рассуждения ведем для случая двухмерной задачи. Контуры сечения рудного тела задаем уравнениями ограничивающих кривых и ординатой S_0. Начало координат располагаем в самой верхней точке контура. Уравнение кривой OAC в системе координат x, z (см. рис. 73)

$x = x_1(S)$; уравнение кривой OBC — $x = x_2(S)$.

Выемка элементарного объема ΔV в точке M рудного тела на глубине $z + S$ от поверхности и на расстоянии x от оси z повлечет возникновение на поверхности в точке η прогиба глубиной

$$\Delta w(x, \eta, z+S) = q\varphi(x, S;\ \eta, z)\,\Delta V. \qquad \text{(VIII.46)}$$

Взяв предел суммы всех элементарных воздействий от точек M по всему контуру тела, получим глубину мульды прогиба w в точке η поверхности, возникающей под влиянием его отработки. Предел этой суммы является двойным интегралом вида

$$w = q\iint\limits_{(D)} \varphi(x, S;\ \eta, z)\,dx\,dS, \qquad \text{(VIII.47)}$$

где $\varphi(x, S;\ \eta, z)$ — функция распределения; D — область интегрирования.

Этот интеграл вычисляем с помощью повторного интеграла. В случае правильной области интегрирования D в направлении оси x получим

$$w(\eta, z) = q\int\limits_0^{S_0} dx \times \int\limits_{x_1(S)}^{x_2(S)} \frac{\exp -\dfrac{(\eta - x)^2}{4[F(z) - F(S)]}}{\sqrt{4\pi[F(z) - F(S)}}\,dx, \qquad \text{(VIII.48)}$$

где $F(z) - F(S)$ — выражает изменение свойств среды по вертикальной оси; q — коэффициент, учитывающий изменение объема пород при разрыхлении.

Сделав замену переменных

$$\frac{\eta - x}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}} = u;$$

$$du = \frac{-dx}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}$$

и проинтегрировав по x, получим

$$w(\eta, z) = -\frac{q}{2}\int\limits_0^{S_0} \left\{\Phi\left[\left|\frac{\eta - x_2(S)}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}\right|\right] \pm \Phi\left[\left|\frac{\eta - x_1(S)}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}\right|\right]\right\} dS, \qquad \text{(VIII.49)}$$

где $\Phi(x)$ — вероятностная функция Гаусса.

Полученный интеграл берут приближенным методом.

Выражение (VIII.49) является самым общим и позволяет вычислять величины прогибов поверхности при любом угле наклона лежачего и висячего боков рудного тела.

Знак «минус» перед интегралом означает, что величины оседаний на графике должны откладывать в отрицательном направлении оси z.

Дифференцируя уравнение (VIII.49) по η для определения наклона и кривизны кривой оседания, получим

$$\frac{\partial[w(\eta, z)]}{\partial\eta} = -\frac{q}{2}\int\limits_0^{S_0} \frac{1}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}} \times \left\{\Phi'\left(\frac{\eta - x_2(S)}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}\right) \pm \Phi'\left(\frac{\eta - x_1(S)}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}\right)\right\} dS; \qquad \text{(VIII.50)}$$

$$\frac{\partial^2[w(\eta, z)]}{\partial\eta^2} = -\frac{q}{2}\int\limits_0^{S_0} \frac{1}{2[F(z) - F(S)]} \times \left\{\Phi''\left(\frac{\eta - x_2(S)}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}\right) \pm \Phi''\left(\frac{\eta - x_1(S)}{\sqrt{2[F(z) - F(S)]}}\right)\right\} dS. \qquad \text{(VIII.51)}$$

Формулы (VIII.49) и (VIII.50) использовали при расчетах кривой оседания поверхности и ее наклонов

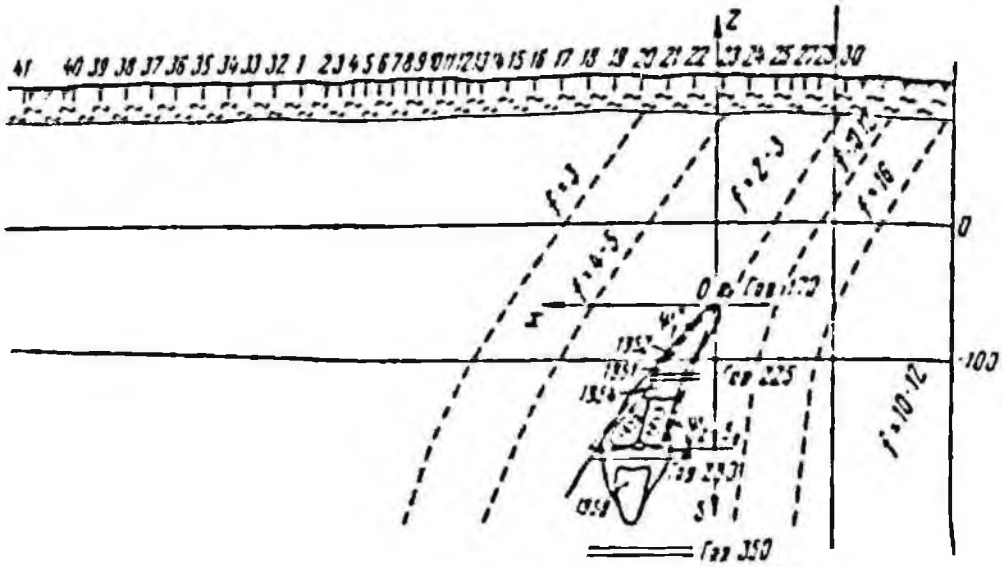


Рис. 74. Разрез по оси 14 (рудник им. Фрунзе). Цифрами обозначены номера реперов

для рудника им. Фрунзе. Полученные величины сравнивали с данными натурных наблюдений, проведенных работниками Криворожского опорного пункта ВНИМИ.

Приводим примерный расчет кривой оседания для разреза по маркшейдерской оси 14 рудника им. Фрунзе. Рудное тело отработано до гор. 280 *м* от поверхности земли. Контуры рудного тела и вмещающие породы показаны на рис. 74.

Для упрощения расчета заменяем реальное рудное тело равновеликим по объему и подобным по форме телом, обозначенным штриховой линией. Такая замена не должна привести к большим погрешностям в расчетах. Расчет ведется по формуле (VIII.49)

$$w(\eta, z) = -\frac{q}{2}\int_0^{S_0}\left\{\Phi\left[\left|\frac{\eta - S_0 \operatorname{ctg} q_2}{C(z+S)}\right|\right] \pm \Phi\left[\left|\frac{\eta - S_0 \operatorname{ctg} q_1}{C(z+S)}\right|\right]\right\} dS, \quad \text{(VIII.52)}$$

где $x_1(S)$ — уравнение прямой, ограничивающей контур равновеликого тела со стороны лежачего бока, $x_1(S) = S_0 \operatorname{ctg} \psi_1$; $x_2(S)$ — то же самое, со стороны висячего бока, $x_2(S) = S_0 \operatorname{ctg} \psi_2$; C — коэффициент, учитывающий изменение физико-механических свойств пород по оси ординат, $C(z+S) \approx \sqrt{2[F(z) - F(S)]}$.

Для решения интеграла применяли параболическую формулу Симпсона. Принято $n = 2$.

Так как горный массив представлен слоями пород с разными физико-механическими свойствами, то коэффициент C принимаем средневзвешенным от всех значений C для каждого типа пород.

Коэффициент q равен обратной величине коэффициента разрыхления пород. Правило знаков следующее. Если в фигурных скобках слагаемые имеют одинаковый знак, то берем знак «минус» и вычитаем по абсолютным величинам. Если в фигурных скобках слагаемые имеют разные знаки, то берем знак «плюс». Значение величины $\Phi(x)$ определяем из таблиц функций Гаусса. Рассчитанные величины оседаний поверх-

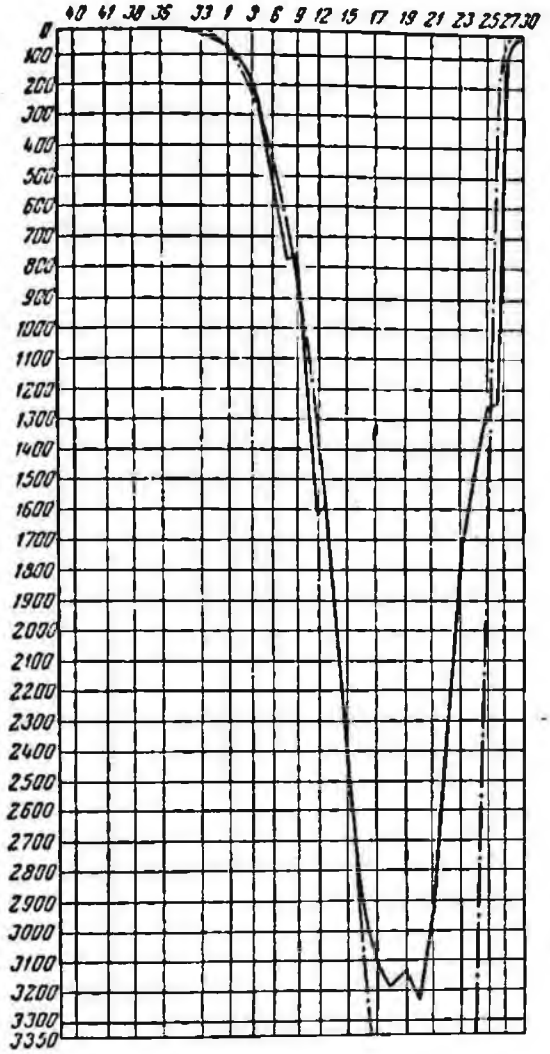


Рис. 75. График оседаний реперов по разрезу оси 14; штрих-пунктирная линия построена по теоретическим данным, сплошная — по фактическим данным

ности для точек разреза по маркшейдерской оси 14 приведены на рис. 75.

Полученные зависимости позволяют вычислять деформации земной поверхности при несогласном падении висячего и лежачего боков месторождения. Однако в горной практике нередко встречаются случаи, когда лежачий и висячий бока залегают примерно под одним и тем же углом. Для угольных месторождений такое залегание пласта является преобладающим. Деформации земной поверхности при разработке месторождений такого типа можно вычислить с помощью тех же зависимостей. Различие состоит в том, что область интегрирования выбирается несколько иначе. В этом случае можно интегрировать по всему контуру рудного тела или же разбить контур на три области и интегрировать по каждой области в отдельности. Во втором случае по аналогии с формулой (VIII.47) глубина прогиба в рассматриваемой точке поверхности выражается уравнением

$$w(\eta, z) = q \iint\limits_{(D_1)} \varphi(x_1, S; \eta, z)\, dx\, dS + q \iint\limits_{(D_2)} \varphi(x, S; \eta, z)\, dx\, dS + q \iint\limits_{(D_3)} \varphi(x, S; \eta, z)\, dx\, dS. \quad \text{(VIII.53)}$$

Вычислим эти интегралы с помощью повторных интегралов, учитывая пределы интегрирования по каждой из областей, а также принимая

$$\sqrt{2(F(z) - F(S)} \approx C(z+S),$$

получим

$$w(\eta, z) = -\frac{q}{2}\left\{\int^{a} \Phi\left[\left|\frac{\eta - x}{C(z+S)}\right|\right]\Bigg|_{0}^{S \operatorname{ctg}\psi} dS + \int\limits_{w_0}^{a \operatorname{tg}\psi} \Phi\left[\left|\frac{\eta - x}{C(z+S)}\right|\right]\Bigg|_{S \operatorname{ctg}\psi + w_0}^{S \operatorname{ctg}\psi} dS + \int\limits_{a \operatorname{tg}\psi}^{a \operatorname{tg}\psi + w_0} \Phi\left[\left|\frac{\eta - x}{C(z+S)}\right|\right]\Bigg|_{S \operatorname{ctg}\psi + w_0} dS\right\}. \quad \text{(VIII.54)}$$

Пределы интегрирования подставляют вместо x.

Если интегрирование вести сразу по всему контуру рассматриваемого рудного тела, то величина прогиба земной поверхности определится из выражения

$$w(\eta, s) = -\frac{q}{2}\int_0^{s_0}\left\{\Phi\left[\left|\frac{\eta - \operatorname{ctg}\psi}{C(s+S)}\right|\right] \pm \right.$$

$$\left. \pm \Phi\left[\left|\frac{\eta - S\operatorname{ctg}\psi - w_0}{C(s+S)}\right|\right]\right\} dS. \quad \text{(VIII.55)}$$

Дальше выражение (VIII.55) вычисляют по одному из приближенных методов.

Формулу (VIII.55) применили для расчета оседаний пород висячего бока по маркшейдерской оси 111 шахты «Октябрьская» рудника им. Коминтерна Криворожского бассейна. Полученные результаты сравнили с данными натурных наблюдений работников Криворожского опорного пункта ВНИМИ.

Величины оседаний земной поверхности, наблюдаемые в натурных условиях и полученные расчетным путем, отличаются на $\pm 12\%$.

Если в уравнении (VIII.54) принять $\psi = 0$, получим выражение для расчета глубины прогиба в рассматриваемой точке поверхности земли при горизонтальном залегании полезного ископаемого

$$w(\eta, s) = -\frac{q}{2}\int_0^{w_0}\left\{\Phi\left[\left|\frac{\eta - a}{C(s+S)}\right|\right] \pm \right.$$

$$\left. \pm \Phi\left[\left|\frac{\eta}{C(s+S)}\right|\right]\right\} dS \quad \text{(VIII.56)}$$

Формулу (VIII.56) применили при расчете оседаний поверхности шахты № 19 треста Никопольмарганец и шахты «Западно-Донбасская» № 1. Расчетные величины оседаний сравнили с данными натурных наблюдений. Величины оседаний земной поверхности в точках-максимум, наблюдаемые в натурных условиях и полученные расчетным путем, отличаются на $\pm 5\%$. По этому методу можно определять ожидаемые величины оседаний земной поверхности в любой точке конкретного разреза без проведения полного расчета всей мульды сдвижения.

§ 6. Совмещение открытых и подземных работ

В зонах обрушения руда и порода находятся в разрыхленном состоянии. Пользуясь уравнением (VIII.5), определяем границу зоны покоя, за пределами которой можно безопасно вести открытые работы в породах лежачего бока. Обрушенные породы за границей зоны покоя сдвигаются с небольшими скоростями в результате уплотнения. По данным ВНИМИ, средняя скорость сдвижения реперов, расположенных в этой зоне на шахте им. Коминтерна, за период 1954—1957 гг. составила 4 *см/ месяц*.

При разработке наклонных и крутых месторождений большой протяженности встречаются два основных случая образования воронок провала II группы в зоне обрушения. Если висячий бок обрушается вслед за рудой, то область влияния подземных работ (аналогичная области влияния выпускного отверстия) со стороны лежачего бока постепенно перемещается в сторону висячего бока. При этом на поверхности образуется плавная мульда опускания пород. При зависании же пород висячего бока над подземными работами образуется воронка провала с выходом крутых стенок на поверхность.

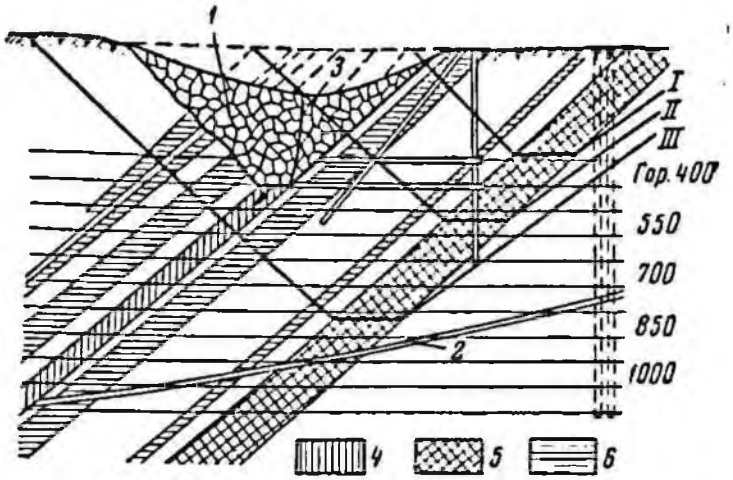


Рис. 76. Рекомендуемое совмещение открытых и подземных работ на руднике им. Кирова: 1 — зона обрушения; 2 — наклонный ствол шахты им. Артема; 3 — граница образования воронок провала в зоне обрушения; I, II и III — соответственно карьеры первой, второй и третьей очередей разработки; 4 — богатая руда; 5 — магнетитовые кварциты; 6 — окисленные кварциты

Во всех случаях опасную зону опускания пород у лежачего бока можно определить по уравнению области влияния выпускного отверстия. Возможные сдвижения коренных пород лежачего бока при этом не учитываются, так как они незначительны. При строительстве карьера на лежачем боку месторождения (предлагаемый карьер для рудника им. Кирова) сдвижение пород висячего бока не оказывает влияния на строительство, так как карьер располагают за областью влияния подземных работ.

На рис. 76 представлен разрез по наклонному стволу шахты им. Артема рудника им. Кирова.

Как видно из рис. 76 карьер I очереди не захватывает зону обрушения. Карьер II очереди на предельной глубине частично заходит за границу области влияния подземных работ гор. 400 *м*. Но за период отработки карьера эта граница значительно переместится к висячему боку. Поэтому при строительстве карьера II очереди подземные работы не будут мешать развитию горных работ в карьере. К моменту строительства карьера III очереди подземные работы на руднике им. Кирова прекратятся. Возможные сдвижения коренных пород лежачего бока не опасны для карьерного оборудования.

На моделях проверили возможность комбинированной разработки месторождений рудника им. Кирова. При этом доказали, что подземные работы не мешают развитию открытых горных работ в карьере, расположенном в лежачем боку месторождения. Зона обрушения на модели выполнена в виде траншеи. Одна боковая стенка траншеи стеклянная. Рудное тело представлено брусом, которое закрывает дно траншеи. Опускание деревянного бруса вниз соответствует выемке рудного тела. В последующих опытах деревянные брусья, соответствующие рудному телу этажа, выдвигали через заднюю стенку траншеи.

Провели две серии опытов на моделях масштабом 1 : 5000 и 1 : 500. На первой модели положение зоны обрушения создали условно. Во второй серии опытов месторождение отрабатывали с верхнего горизонта. Опыты показали, что неподвижная зона у лежачего бока очерчивается параболой. При немедленном обрушении пород висячего бока поверхность опускается плавно. Зона обру-

шения имеет максимальную глубину у лежачего бока. Такое положение зоны обрушения наблюдается и в натуре (см. рис. 70, *а*). Таким образом, по мере отработки месторождения на лежачем боку образуется неподвижная зона, в пределах которой можно безопасно вести открытые работы.

Для добычи разубоженных руд и вмещающих кварцитов открытым способом одновременно с подземной разработкой богатых руд необходимо изменить схему вскрытия. Вместо вертикальных стволов следует проходить наклонные стволы, оборудованные конвейерами. Устье таких стволов будет отнесено на несколько километров от зоны обрушения, поэтому они не будут мешать развитию карьеров на лежачем боку месторождения и в зоне обрушения. Кроме того, такой метод вскрытия имеет явные преимущества перед вскрытием вертикальными стволами шахт [23].

По предложению С. М. Мелешкина институт Кривбассепроект в 1956 г. составил проект вскрытия рудника им. Кирова двумя наклонными стволами. Группа авторов (М.Г. Дзюбенко, В. М. Киселев, В. В. Куликов, С. М. Мелешкин, А. Г. Шостак) в 1959 г. [11, 20—23] предложила объединить шахтные поля Криворожского бассейна в два комплекса: южный — с выдачей руды через наклонный ствол рудника им. Кирова и северный — с выдачей руды через наклонный ствол, который необходимо пройти в районе рудника им. XX партсъезда.

Глубина открытых работ определена для двух условий: 1) объектом добычи являются только магнетитовые руды первого Саксаганского пласта; 2) объектом добычи являются магнетитовые разности бедных руд с попутной добычей окисленных разностей бедных и разубоженных руд.

Окончательная глубина карьера определена с учетом вскрытия месторождения наклонным стволом шахты. Она установлена следующим образом.

I этап развития карьера. Разрабатываются только магнетитовые разности бедных руд. Карьер, расположенный в лежачем боку залежей богатых руд, не затрагивает зону обрушения от подземных работ. Глубина карьера будет составлять 300 *м*, что соответствует предельной глубине карьера, принятой на других карьерах Криворожских ГОКов.

II этап развития карьера. Разрабатываются также магнетитовые разности бедных руд. Глубина карьера 550 *м*.

III этап развития карьера. Учитывая, что к этому периоду будет широко освоено обогащение окисленных руд, объектом добычи являются все бедные и разубоженные руды. Подземные работы к этому времени будут затухать или прекратятся вовсе. Наклонные стволы шахты «Артем-2» можно использовать для подъема руды из карьера. Наклонные стволы будут расположены под дном карьера на глубине 900 *м* от поверхности. С учетом предохранительной толщи руды над наклонными стволами предельную глубину карьера можно принять 800 *м*. Эта глубина примерно соответствует проектной глубине карьеров Соколовско-Сарбайского комбината.

В будущем руду из карьера можно выдавать через наклонные стволы шахты «Артем-2» с пропускной способностью 30 млн. *т* в год (при коэффициенте резерва, равном 2).

Глава IX

Совместная разработка месторождений при системах с закладкой выработанного пространства

§ 1. Практика работы предприятий, применяющих твердеющую закладку[1]

Твердеющую закладку применяют: при совместной открытой и подземной разработке месторождений (рудники Гайский, Зыряновский, Алтын-Топканский); при опережающей выемке ценных руд с учетом сохранения более бедных для последующей, повторной разработки (рудники Кансайский, Первомайский, «Маяк»); при разработке месторождений под охраняемыми объектами и водоемами [рудники Тасеевский, «Оутокумпу» (Финляндия) и «Квемонт» (Канада)]; при отработке предохранительных и других целиков [рудники «Норанда» и «Сулливан» (Канада), «Ожел Бялы» и им. Мархлевского (Польша)]; при разработке пожароопасных месторождений (Текелийский рудник); при разработке месторождений на больших глубинах [рудник «Чемпион-Риф» (Индия)].

На большинстве предприятий применяют обычную технологию приготовления и транспортирования закладки: смесь приготавливают на поверхностном или подземном закладочном узле и доставляют к месту укладки в готовом виде. Транспорт чаще трубопроводный самотечно-пневматический, реже механический. При сравнительно небольших объемах добычи и производительности закладочного комплекса применяют полураздельный метод бетонирования. Сущность метода заключается в раздельном транспортировании раствора и крупного заполнителя и смешивании их непосредственно перед укладкой. Опытные работы по применению раздельных методов бетонирования (метод залива раствором крупного заполнителя в выработанном пространстве, метод погружения крупного заполнителя в раствор, виброцементный и инъекционный методы), проводившиеся на рудниках Кансайском, Тасеевском и в Кузбассе, успехом не увенчались.

Составы твердеющих смесей зависят от наличия местных материалов, требуемой прочности и принятой схемы приготовления и подачи закладки в выработанное пространство.

Для сравнения закладочных материалов, применяемых на рудниках, по себестоимости и прочностным показателям они сведены в табл. 21. Наиболее низкая себестоимость закладки достигается в случае применения местных материалов и отходов

[1] § 1—3 написаны совместно с В. П. Кравченко.

Таблица 21

Рудник, шахта	Вяжущие	Заполнители	Расход вяжущего, кг/м³	Водовяжущее отношение	Прочность при одноосном сжатии, кг/см²	Площадь обнажения, м²		Себестоимость 1 м³ закладки, руб.
						вертикальная	горизонтальная	
«Текели»	Цемент марки «250»	Песчано-гравийная смесь	300	1,0	$R_{140}=50+60$	1300	400	13,41
Гайский	Доменный гранулированный шлак с добавкой цемента	Песок	400	0,8–1,0	$R_{140}=50+60$	—	—	3,70
Первомайский	Доменный гранулированный шлак	»	400	0,9	$R_{140}=90$	440	340	2,2
Лениногорский	Цемент марки «400»	Песок, хвосты, щебень	244	1,0	$R_{28}=50+60$	—	—	12,0
«Оутокумпу» (Финляндия)	Цемент	Песок, хвосты	120	2–2,5	$R_{90}=30$	—	—	—
«Ожел Бялы» (Польша)	Цемент марки «250»	Песок, доломит	200—220	1,2–2,0	$R=35+155$	—	—	136,26 злот. *
Им. Мархлевского (Польша)	Цемент марки «250»	То же	160	1,0	$R=91+228$	—	—	133,97 злот. *
Тасеевский	Цемент	Песок, гравий	192	0,83	$R=69,4$	—	—	8,83 **
Алтын-Топканский	Цемент	Порода	160	0,7	$R_{60}=36+62$	—	—	3—6
Зыряновский	Цемент марки «400»	Песчано-гравийная смесь	160	1,0	$R_{28}=40+30$	270	32	12,79
Кузбасс, шахта № 3—3-бис	Цемент марки «250», известь	Песок, горелые породы отвалов	250—280	—	$R_{28}=5+30$	25	—	8,24—5,56
«Поранда» (Канада)	Пирротиновые хвосты	Гранулированный шлак, отвальный шлак	3%	Смесь жесткая	Массив прочен	555	111	0,388 долл/т
Кансайский	Цемент марки «200»	Песок, порода	100—130	То же	$R=5+25$	—	—	—
«Джеффри» (Канада)	Цемент	Песок, гравий, щебень	650	Смесь пластичная	$R=321$	—	—	17,32 долл.
«Маяк»	Цемент	Песок	300—350	1,1–1,2	$R_{140}=45+55$	700	—	37—38

* С учетом гидрозакладки 50—60%.
** По прямым затратам.

производства (шлаки, хвосты обогатительных фабрик и др.) для приготовления местных вяжущих взамен портланд-цементов. Прочность закладки на местных вяжущих обычно снижается, тем не менее может быть достаточно высокой при незначительной себестоимости материала (рудники Гайский, Первомайский). Прочностные свойства искусственных целиков зависят от состава закладки, от принятой технологии приготовления, транспортирования и укладки смеси в выработанные пространства. Искусственные массивы допускают значительные обнажения без заметных нарушений целостности.

§ 2. Закладочные материалы

В практике горного дела применяют большое количество составов твердеющей закладки, что объясняется стремлением подобрать наиболее эффективные материалы, отвечающие целому ряду предъявляемых к ним специфических требований и условию экономичности. При этом широко используют местные стройматериалы и отходы производства.

Характеристика закладочных материалов. В зависимости от крупности инертных заполнителей закладочные материалы делят на два вида: твердеющая закладка с крупным заполнителем; твердеющая закладка без крупного заполнителя. Они отличаются по свойствам, условиям транспортирования и укладки.

Оба вида закладки включают 6 типов закладочных материалов в зависимости от рода основного компонента вяжущего (цемент, гранулированный шлак, известь, зола, хвосты, ангидрит). Каждый тип подразделен на группы по роду дополнительных компонентов вяжущего

Таблица 22

Тип закладочного материала	Группа закладочного материала
I. Цементная	1. Цементная. 2. Цементно-песчанистая. 3. Цементно-зольная. 4. Цементно-шлаковая. 5. Цементно-шлаково-ангидритовая
II. Шлаковая	1. Шлаковая. 2. Шлакоцементная. 3. Шлакогипсовая. 4. Шлакоизвестковая. 5. Шлакохвостовая
III. Известковая	1. Известково-цементная. 2. Известково-глинистая
IV. Зольная	1. Зольно-цементная. 2. Зольно-сланцевая. 3. Зольно-гипсовая. 4. Зольно-известковая
V. Хвостовая	1. Хвостовая
VI. Ангидритовая	1. Ангидритовая. 2. Ангидрито-цементная

(табл. 22). Большинство этих материалов применяют на отечественных и зарубежных рудниках.

В качестве инертных заполнителей используют: песок, песчано-гравийную или песчано-щебеночную смесь, хвосты, гранулированный шлак, песок из гранулированного шлака, гранулированный шлак с хвостами, дробленный ангидрит, бутобетон и другие материалы. Мелкий заполнитель включает фракции крупностью до 5 *мм*, крупный — от 5 до 150 *мм* и при бутобетоне — до 500 *мм*.

По транспортабельности закладочные смеси делят на литые и пластичные, способные при определенных условиях транспортироваться по трубам, и жесткие, требующие применения механических способов транспортирования и укладки.

Цементный тип закладочных материалов. Цементная закладка. Цементная закладка распространена

довольно широко. Это объясняется хорошей изученностью цементов и большими масштабами их производства для нужд народного хозяйства. В то же время себестоимость цементной закладки обычно высока.

При подземной разработке месторождений применяют обычный бетон, крупнопористый, мелкозернистый тощий, бутобетон и цементно-песчаные растворы.

Обычный четырехкомпонентный бетон состоит из смеси цемента, воды, песка и гравия или щебня. Литой четырехкомпонентный бетон применяли на руднике Текели. При расходе цемента марки «250» в количестве 300 *кг/м*³, песчано-гравийной смеси 1 *м*³/*м*³ и В : Ц = 1 прочность закладки колебалась от 15 до 275 *кгс/см*² в 6-месячном возрасте, составляя в среднем 30—60 *кгс/см*².

На Зыряновском руднике использовали бетон из песчано-гравийной смеси 1,35 *м*³/*м*³, цемента 160 *кг/м*³, и воды 155 *л/м*³, обеспечивающей прочность массива 40—50 *кгс/см*² в 28-дневном возрасте и 50—80 *кгс/см*² в 48-дневном возрасте. Для закладки камер пневмобетоноукладчиками ПМБ-3м применяли бетон с расходом цемента 102 *кг/м*³ и песчано-гравийной смеси 1,35 *м*³/*м*³ при В : Ц = 1. Себестоимость закладки составляла 12,79 *руб/м*³.

На Лениногорском полиметаллическом комбинате для приготовления твердеющей закладки при расходе цемента 244 *кг/м*³ и В : Ц = 1 в качестве заполнителей использовали смесь песка, хвостов и щебня фракции —20 *мм*. Прочность закладки 50—60 *кгс/см*².

Обычный бетон марки «120» применяли на руднике «Ожел Бялы». Состав бетона: цемент марки «250» 200—220 *кг/м*³, песок 1000 *кг/м*³, доломит 200 *кг/м*³, вода 250—400 *л/м*³. Смесь транспортировали по трубам самотеком.

На руднике «Джеффри» (Канада) для крепления подготовительных и нарезных выработок применяли бетон прочностью R_{28} = 321 *кгс/см*². Несмотря на значительный расход цемента (625 *кг/м*³), стоимость его была такой же, как и на Текелийском, Зыряновском и Лениногорском рудниках.

В 1969 г. проводили опытные работы по закладке камер бетоном с крупным заполнителем на руднике «Маяк». Для приготовления смеси использовали цемент марки «300» (350—420 *кг/м*³), песок (940—1240 *кг/м*³) и щебень (110—540 *кг/м*³). При В : Ц = 0,85 ÷ 1 смесь успешно транспортировалась по трубам самотечно-пневматическим способом.

Для уменьшения расхода цемента применяют бутобетоны с заполнителями крупностью 150—500 *мм* (рудники Алтын-Топканский, Кансайский). Транспортирование и укладка такого бутобетона затруднительны, а однородность закладочного массива невысока. На Алтын-Топканском руднике применили в качестве заполнителя породу от проходческих работ. Крупность заполнителя 300—400 *мм* (40%), 100 *мм* (50%) и 10% лёссовых. При расходе цемента 10 *кг/м*² и В : Ц = 1 получили прочность R_{60} = 35 ÷ 60 *кгс/см*², структура массива неравномерна.

Крупнозернистые бетоны состоят из крупного заполнителя (5—50 *мм*), цемента и воды. Применялись в Кузбассе при системе разработки наклонными слоями сверху вниз. Недостатком этих бетонов является трудность укладки, необходимость присутствия людей в камерах.

Крупнозернистый бетон марки «120» применяют на рудниках им. Мархлевского и им. Варинского (Польша).

Инертные материалы подавали по трубам пневмотранспортом, смешивание с цементным молоком происходило в насадке у места укладки. Потребность в воде незначительна, следовательно, при сравнительно небольших расходах цемента прочность закладки достаточно высокая, мелкозернистый тощий бетон состоит из цемента, воды, мелкозернистого (0,15—1 *мм*) и крупнозернистого (до 5 *мм*) песка. Этот вид бетона по структуре относят к закладочным материалам без крупного заполнителя. При подземной разработке применяют мелкозернистые тощие бетоны пластичной консистенции на основе дешевых инертных заполнителей (песок, гранулированный шлак, хвосты обогатительных фабрик).

На руднике «Оутокумпу» (Финляндия) заполнителями являлись песок и хвосты. Прочность закладки при В : Ц = 2 и расходе цемента 125 *кг/м*³ была $R_{90} = 30$ *кгс/см*². Искусственные целики, несмотря на низкую прочность, хорошо сохранялись при буровзрывных работах.

На руднике «Маяк» при закладочных работах временным закладочным комплексом применяли песчано-цементную твердеющую закладку без крупного заполнителя. Расход цемента марки «300» 300—360 *кг/м*³, песка 1350 *кг/м*³, воды 400 *л*. Смесь подвижностью 9—12 *см* транспортировали самотечным и самотечно-пневматическим способом на расстояние до 1000 *м*. В камерах закладка оптимальной консистенции растекалась на расстояние до 40—45 *м* без существенного расслоения. Прочность на сжатие составляла 45—55 *кгс/см*² в 6-месячном возрасте. При увеличении В : Ц прочность закладки из-за расслоения в камерах снижалась до 20—30 *кгс/см*². Тем не менее при буровзрывных работах искусственные целики были устойчивы при обнажениях до 600—700 *м*² в вертикальной плоскости. Из-за высокой стоимости материалов себестоимость твердеющей закладки составляла 37—38 *руб/м*³.

Цементные растворы применяют при раздельных способах бетонирования. При этом представляют интерес коллоидные растворы (применяют в Чехословакии, Австрии), получаемые смешиванием цемента с водой, а затем цементного теста с песком в двух- и односекционных смесителях типа центробежных насосов. Предельно насыщаясь водой и не принимая посторонней воды, такие растворы хорошо перекачиваются по трубам на расстояние до 1000 *м*.

Цементно-песчанистая закладка. Большой расход вяжущих при трубопроводном транспорте твердеющей закладки обусловлен не только требованиями обеспечения заданной прочности, но и необходимостью придания смеси соответствующей пластичности, что важно для транспортабельности. Смесь с удовлетворительной транспортабельностью содержит не менее 400—450 *кг/м*³ тонкодисперсных частиц. Поэтому целесообразным является введение в состав вяжущего микронаполнителей — тонкомолотых песчаников, известняков, зол и т. д.

На руднике «Маяк» применяли цементно-песчаную закладку с общим расходом сложного вяжущего до 500—550 *кг/м*³, включающего цемент (50%) и молотый песчаник (50%) или цемент (50%), молотый песчаник (25%) и молотый известняк (25%). Заполнители — песок; песок и щебень. Прочность твердеющей закладки свыше 100 *кгс/см*² (R_{108}). Микронаполнитель улучшает транспортабельность смеси, а также, заполняя поры в заполнителе,

способствует повышению прочности закладки.

На руднике Текели для закладки камер последней очереди применяли глино-цементные пульпы, содержащие 50—100 *кг* цемента, 400 *л* воды и 1 $м^3$ глины на 1 $м^3$ смеси. Прочность их в двухмесячном возрасте 5—15 $кгс/см^2$.

Цементно-зольная закладка. Институт Унипромедь и ВНИИЦветмет исследовали закладочные смеси, включающие в качестве микронаполнителя золы ТЭЦ. Добавка к цементам молотых золошлаковых отходов ТЭЦ, улучшая транспортабельность смесей, способствует увеличению прочности и снижению экзотермии закладочных массивов. При расходе сложного вяжущего 400—500 *кг* (в том числе золы 30—50%) можно получить твердеющую закладку прочностью на сжатие до 160 $кгс/см^2$.

Цементно-шлаковая закладка в качестве микронаполнителя содержит 40—60% (от общего веса вяжущего) молотого гранулированного шлака никелевого производства. Цементно-шлаковое вяжущее немного активнее цементно-песчанистого. Для приготовления цементно-шлаковой закладки при лабораторных исследованиях в качестве заполнителей использовали песок, песчано-гравийную смесь, гранулированный шлак с хвостами ОФ или искусственный песок из гранулированного шлака никелевого производства. Подобрали составы закладки с кубиковой прочностью от 65 до 160 $кгс/см^2$ в 6-месячном возрасте при расходе портланд-цемента марки «400» в количестве 200—240 $кг/м^3$, молотого шлака 200—300 $кг/м^3$ и В : Ц = = 0,65 ÷ 0,85.

Цементно-шлакоангидритовая закладка кроме молотого граншлака цветной металлургии содержит в составе вяжущего ангидрит. Прочность такой закладки, приготовленной на песчаных и песчано-гравийных заполнителях, невысока. При использовании в качестве заполнителей граншлака с хвостами (50% : 50%) или искусственного мелкозернистого песка из граншлака получили опытные составы пластичной закладки прочностью от 80 до 150 $кгс/см^2$ (Норильский комбинат) при расходе цемента 100—150 $кг/м^3$, ангидрита 200—125 $кг/м^3$ и граншлака молотого 200—225 $кг/м^3$.

Шлаковый тип закладочных материалов. Шлаковая закладка. Шлаковые вяжущие используют для приготовления твердеющих закладочных смесей с крупным заполнителем и без него. В этом случае применяют гранулированные и отвальные доменные шлаки. При этом на активность шлакового вяжущего влияет тонкость помола.

На Первомайском руднике применяют закладку, состоящую из молотого доменного шлака (400 $кг/м^3$), песка (1200 $кг/м^3$) и воды (350—370 $л/м^3$). Закладку подают в рудник самотеком по трубам. Прочность закладки колеблется в пределах от 50—80 до 90—120 $кгс/см^2$ (в среднем

Таблица 23

Завод	Предел прочности образцов, $кгс/см^2$	
	на изгиб	на сжатие
	Возраст, сутки	
	7	7
Ново-Тагильский . .	57	132
Кузнецкий	37	66
Ждановский	59	119
Ново-Тульский . . .	62	152

80—100 *кгс/см²*) в 6-месячном возрасте). Себестоимость при производительности 50 *м³/ч* 1,87—6,81 *руб/м³*, средняя 2—2,2 *руб/м³*. Горизонтальные обнажения площадью 14 × 27 *м* и вертикальные на площади 340 *м²* (17 × 20 *м*) были достаточно устойчивы. При большом горизонтальном обнажении наблюдали обрушение закладки с образованием свода высотой 3—4 *м*. Поэтому необходимо проверить возможность применения шлаковых закладок в условиях более значительных площадей обнажения.

В РосНИИМСе исследовали различные гранулированные доменные шлаки для создания шлаковых цементов. Опытные образцы обладали хорошими прочностными характеристиками ($R_{28} = 56 \div 94$ *кг/см²* и $R_{год} = 180 \div 313$ *кгс/см²*). Эти образцы твердели в воде.

Образцы высокой прочности получали из тонкоизмельченного кислого гранулированного нестандартного шлака с добавками 3%-ной известипушонки и 5%-ного двуводного гипса (табл. 23).

Тонкоизмельченные гранулированные доменные шлаки являются самостоятельным вяжущим высокой активности. Использование их для приготовления твердеющей закладки значительно экономит портланд-цемент и снижает себестоимость закладочных материалов. Тонкомолотые отвальные шлаки с различными добавками дают самостоятельные вяжущие высокой активности (табл. 24).

Прочностные характеристики вяжущих данных составов приведены в табл. 25. Можно рекомендовать для широкого использования нестандартные доменные шлаки при приготовлении твердеющей закладки. Для ускорения твердения достаточны небольшие количества различных по природе химических добавок (известь, гипс, щелочи, хлористый кальций и др.).

Таблица 24

Состав вяжущего из шлака Ново-Липецкого завода, %

Молотый отвальный шлак	опока	глинозем	лимонит	клинкер	молотый гранШлак	известь	хлористый кальций
82	15	—	—	—	—	—	3
82	—	15	—	—	—	—	3
82	—	—	15	—	—	—	3
87	—	—	—	10	—	—	3
87	—	—	—	13	—	—	—
—	—	—	—	—	97	—	3
50	—	—	—	—	50	—	—
35	15	—	—	—	50	—	—
—	—	—	—	—	85	13	2
—	15	—	—	—	65	17	3

Шлакоцементная закладка. К группе шлакоцементных закладочных материалов относят бетонные закладки на основе нестандартных гранулированных доменных шлаков и цементов (стандартные доменные шлаки идут

Таблица 25

Предел прочности на сжатие, *кгс/см²*

влажное хранение		комбинированное хранение	
Возраст, сутки			
28	90	28	90
170	340	Разрушились в воде	
179	252	201	367
247	374	289	436
184	343	240	366
270	300	270	343
13	58	9	34
62	134	79	268
112	250	118	228
81	233	102	236

на изготовление шлакопортланд-цементов).

Шлакоцементные вяжущие на основе доменных шлаков (60—80%) и портланд-цементов (20—40%) обладают высокой эффективностью. Активность вяжущего в пластичных образцах состава 1 : 3 при 15% клинкера и 85% шлака была: на Ново-Тагильском заводе $R_{28} = 152$ *кгс/см²*, на Магнитогорском $R_{28} = 132$ *кгс/см²*. В трамбованных образцах прочность была в 2—2,5 раза больше.

Состав вяжущего в количестве 80% отвального шлака и 20% портланд-цемента имеет прочность на сжатие $R_{28} = 200$ *кгс/см²* (Ново-Липецкий завод). Бетоны, приготовленные на таких вяжущих, представлены в табл. 26 (твердение образцов на воздухе).

На шлакоцементных вяжущих из отвальных шлаков можно изготовить закладку марки «100»—«150».

Шлакоцементная закладка без крупного заполнителя также имеет удовлетворительную прочность (табл. 27). Добавка портланд-цемента более эффективна для тощих смесей.

На шлакоцементного вяжущего можно изготовить слаботвердеющие смеси марки «10» и более и твердеющую закладку марки «100».

На Гайском руднике применяют шлакоцементную закладку с расходом

Таблица 26

№ серии	Расход вяжущего на 1 м³ бетона *кг*	Предел прочности при сжатии, *кгс/см²*	
		Возраст, сутки	
		28	150
1	250	92	107
2	250	108	164
3	350	105	170
4	350	143	181
5	350	155	184
6	350	245	280

Таблица 27

Состав смеси в весовых частях			Предел прочности при сжатии, *кгс/см²*		
шлак	портланд-цемент	песок	Возраст, сутки		
1	—	3	68	80	119
1	—	3	80	101	158
1	1	6	74	107	88
1	1	6	83	98	122
2	1	9	48	101	85
2	1	9	70	116	146
1	—	5	18	19	13
1	—	5	14	13/26	16/50
1	1	10	22	21/42	32/65
1	1	10	35	25/29	37/70
2	1	15	13	15/24	23/57
2	1	15	12	24/40	40/49

Примечание. В числителе—прочность образцов при твердении на воздухе, в знаменателе—при водном хранении.

цемента 40 *кг/м³*, молотого гранулированного доменного шлака 360 *кг/м³* (мокрый помол) и песка 1300 *кг/м³*. При В : Ц = 0,8 ÷ 1 прочность закладки колеблется от 20 до 200 *кгс/см²*, в среднем $R_{180} = 50 \div 60$ *кгс/см²*. Себестоимость закладки 3,5—3,7 *руб/м³*.

Шлакогипсовая закладка. К данной группе относят закладки на основе: 1) 80—85% доменного гранулированного шлака, 10—13% гипса, 5% портланд-цемента или 2% извести; 2) 85—90% доменного гранулированного шлака, 6—8% гипса-ангидрита, 7% обожженного доломита.

Гидравлическая активность таких вяжущих возбуждается гипсом в присутствии некоторых добавок (известь, цемент), регулирующих процесс твердения. Наиболее эффективным является применение шлаков литейного и бессемеровского чугунов (не менее 40% CaO и 3% Al_2O_3) при малом содержании закиси марганца (менее 3%).

Таблица 28

Завод	Предел прочности, *кгс/см²*							
	при изгибе				при сжатии			
	Возраст, сутки							
	7	28	90	365	7	28	90	365
Ново-Тагильский	10,4	28,6	47,9	61,6	15	79	160	299
Кузнецкий	3,9	25,2	40,0	72,4	18	93	214	394
Ждановский	14,1	43,0	58,8	67,5	28	130	209	343
Ново-Тульский	59,2	71,1	81,1	94,6	208	332	459	612

П. П. Будников и Г. А. Сохацкий испытали образцы на основе тонкомолотого доменного шлака с 5%-ной добавкой двуводного гипса. В размолотом шлаке преобладали частицы размером менее 3 *мк*. Данные испытаний оказались вполне удовлетворительными (табл. 28).

Гипс эффективно влияет на прочность образцов шлакового состава. Однако при малых количествах гипса (менее 5%) твердеющая закладка на мокромолотом Днепропетровском граншлаке получалась малопрочной. Особенно сильно ослабляется закладка из-за большого количества воды в растворе. В некоторых случаях составы 1 : 1,5 (раствор : щебень) давали прочность $R_{35} = 53,5 \div 55,1$ *кгс/см²* и даже до 100 *кгс/см²*. При расходе шлака 500 *кг/м³* и 5%-ной добавке гипса прочность твердеющей закладки без крупного заполнителя составляла $R_{37} = 138$ *кгс/см²* (водовяжущее отношение 1 : 1).

Шлакоизвестковая закладка. Данная группа закладки имеет основу на вяжущем, состоящем из доменного гранулированного шлака (80—50%) и извести (20—50%). Прочность шлакоизвестковых вяжущих достигает 200 *кгс/см²* и более. Прочность шлакоизвестковой твердеющей закладки характеризуется данными, приведенными в табл. 29 (твердение на воздухе).

При испытании образцов пластичной консистенции отчетливо проявляется преимущество негашеной извести. В образцах же жесткой консистенции не хватает воды для нормального течения процесса твердения молотой негашеной извести (образцы деформировались).

Таблица 29

Длительность хранения цемента до испытания, *сутки*	Предел прочности на сжатие образцов состава 1 : 3, *кгс/см²*			
	жесткий раствор		пластичный раствор	
	Возраст, сутки			
	7	28	4	28
Негашеная известь+шлак				
1	143	215	100	184
30	161	216	111	124
60	130	164	106	161
90	135	187	115	128
Гашеная известь+шлак				
1	116	196	50	156
30	160	216	116	148
60	151	202	76	108
90	119	159	77	88

16 Заказ 1010

На основе таких растворов возможно получение бетонов марок «50»—«100». Добавление 15% портланд-цемента (от веса вяжущего) способствует увеличению прочности.

Шлакоизвестковую группу закладок применили в Кузбассе. ИГД предложил три рецепта вяжущих для данных закладок (в %):

1.	Гранулированный шлак	82
	Известь-пушонка	18
2.	Горелая порода	41
	Гранулированный шлак	41
	Известь-пушонка	18
3.	Горелая порода	82
	Известь-пушонка	18

Несмотря на низкие прочностные показатели ($R_{сж} = 14$ *кгс/см*²), массив закладки был устойчив при значительных обнажениях и буровзрывных работах. Стоимость закладки, по данным ИГД (франко-растворо-узел), составила по разным рецептам соответственно 8,24; 6,89 и 5,56 руб., что значительно выше достигнутых на Алтын-Топканском руднике и других предприятиях.

Шлаохвостовую закладку успешно применяют на руднике «Пораида». В составе закладки 72% гранулированных шлаков, 25% отвальных шлаков и 3% хвостов с высоким содержанием пирротина. Массив закладки допускал обнажения 554,5 и 111,9 м² соответственно в вертикальной и горизонтальной плоскостях, был прочен. Единственный недостаток — выделение большого количества тепла при окислении сульфидов. Учитывая масштабы работ (уложено 1,35 млн. *т* закладки) и себестоимость (0,338 *долл/т*), можно ориентироваться и на эту группу закладки.

Известковый тип закладочных материалов. Известково-цементная закладка, приготовленная из гашеной или молотой извести и гидравлических добавок с портланд-цементом, является малостойкой на воздухе и дает низкую прочность. Ее предпочтительно применять в жестких смесях. При необходимости иметь пластичную консистенцию следует увеличивать добавку портланд-цемента. Применение подобного состава на Капсайском руднике не дало положительных результатов.

Известково-глинистая закладка. К этой группе относятся смеси, приготовленные на основе романского цемента и глинит-цемента. Романский цемент получают из естественных мергелей обжигом при температуре 700—800° С и тонким помолом или таким же путем из смеси глины и известняка. Свердловский политехнический институт установил пригодность такого цемента для возведения бетонных искусственных опор на рудниках Урала.

Глинит-цемент получают из извести и глины без добавок или с добавкой гипса. Глину обжигают при температуре 700—800° С и измельчают с известью-пушонкой.

На Алтын-Топканском комбинате исследовали несколько составов указанных цементов. Оптимальный состав романского цемента получили при 60% известняка и 40% глины, а глинит-цемента — при 60—70% извести-пушонки и 30—40% глины. Добавка 25% портланд-цемента значительно повысила прочность и водоустойчивость образцов. Пластичные смеси с глинит-цементом обладали низкой прочностью.

Данные смеси применяют там, где имеются местные материалы, дешевое топливо и электроэнергия.

Зольный тип закладочных материалов. Зольно-цементная закладка. Вяжущее состоит из содержащих известь зол (55—70%) и портланд-цемента (20—35%) с добавками кремнеземистых продуктов (трепел, зола

и т. д.). Вяжущие свойства такие же, как у низкомарочных цементов. Кремнеземистые добавки способствуют повышению активности вяжущего.

Проведены большие исследования вяжущих этой группы в связи с развитием сланцевой промышленности. О. А. Маддисон утверждает, что курмиты с добавкой 25—58% портланд-цемента дают вяжущее для армированных бетонов марок «100»—«150».

Лаборатория легких бетонов РосНИИМС проводила аналогичные исследования сланцевых зол Сызранской ТЭЦ с добавкой цементного клинкера Жигулевского завода. Результаты оказались положительными. Прочность растворных образцов при сжатии составила $R_{90} = 110 \div 169$ *кгс/см*² (марка клинкера «300», расход от 15 до 50%). Жесткие смеси давали прочность $R_{28} = 140 \div 270$ *кгс/см*². Следовательно, из жестких и пластичных смесей при воздушном твердении можно получить закладку марки «100»—«150».

Зольно-сланцевая закладка. Активность сланце-зольного вяжущего зависит от степени температурной обработки золы при сжигании сланца. Крупная зола от опытной топки с кипящим слоем, полученная при температуре 800—900° С, обладала активностью 116 *кгс/см*², летучая зола, прошедшая зону обжига с температурой 1000° С, и быстроохлажденная зола имели активность соответственно 113 и 333 *кгс/см*². Прочность образцов пластичной консистенции состава 1 : 3 в 28-дневном возрасте равнялась при летучей золе 52 *кгс/см*², при топочной слабообожженной золе — 156 *кгс/см*².

Активность золы зависит от тонкости помола и вводимых минеральных добавок. Высокая активность вяжущих (100—300 *кгс/см*²) из зол эстонских сланцев получается при кремнеземистых активных добавках. Достаточно прочную закладку на сланце-зольных вяжущих можно получить только в жестких смесях.

Зольно-гипсовая закладка. Лаборатория легких бетонов РосНИИМСа испытала образцы состава 1 : 3 с вяжущим из сланцевых зол с добавкой гипса (10—30%). Прочность образцов при сжатии составила 84—194 *кгс/см*² при жесткой консистенции смеси. Растворы с добавкой гипса 30% вдвое прочнее растворов с добавкой гипса 10%. Для литых смесей вяжущее непригодно.

Зольно-известковая закладка. Вяжущее этой группы состоит из извести и зол ТЭЦ — продукта сгоревших топливных углей. Стройлаборатория одного из предприятий испытала образцы, изготовленные из молотой золы ТЭЦ. Смесь из извести и золы (1 : 3) показала после пропаривания прочность 100 *кгс/см*². Смесь из извести, золы и песка (1 : 2 : 0,5) дала прочности при одноосном сжатии 75 *кгс/см*², структура образцов более равномерная, чем в первом случае.

Хвостовый тип закладочных материалов. Хвостовая закладка. Хвостовые растворы применяют при гидравлической закладке. Если хвосты содержат пирротин или другие сульфиды, возможно их твердение в результате окисления (рудники «Квемонт», «Норанда»). К этой группе относят хвосты обогатительных фабрик, содержащие в достаточно большом количестве соединения Ca, Mg, Al. Обожженные при температуре 800—1000° С хвосты становятся активными в результате образования окислов CaO, MgO, Al_2O_3. Гидраты, образующиеся при поглощении окислами воды, твердеют и закладочный массив схватывается.

На Мургалимсайском руднике применяли растворную пульпу, состоящую на 30% обожженных хвостов и 70% необожженных с отношением Т : Ж = 1,8 ÷ 1. Оставляемая в закладочном массиве вода обеспечивала твердение закладки. Прочность ее $R_{28} = 12 \div 14$ *кгс/см²*. Благодаря монолитности массив способен выдерживать значительные вертикальные обнажения.

Ангидритовый тип закладочных материалов. Ангидритовая закладка. Закладку ангидритовой группы приготавливают на ангидритовом вяжущем и ангидритовом заполнителе. Известно, что ангидрит без активизирующих добавок способностью схватываться не обладает. Добавление катализаторов позволяет получить ангидритовое вяжущее, считающееся обычно воздушносухим.

На Норильском комбинате установлено, что при использовании в качестве катализатора портландцемента в количестве 5—10% от веса ангидрита активность ангидритового вяжущего составляет свыше 100 *кгс/см²* в 28-дневном возрасте (для возбуждения процесса твердения требуется не менее 2% портландцемента). При содержании портландцемента 10% ангидритовое вяжущее приобретает гидравлические свойства. Балочки из ангидритового вяжущего, помещенные после 3-месячного твердения в проточную воду, не растворялись в ней. Потери в весе за 6 месяцев составили около 5%, тогда как при содержании портландцемента 2—4% потери в весе составляли около 100%.

Поскольку глинистые включения отрицательно влияют на твердение ангидритовой закладки, в качестве заполнителей использовали дробленый ангидрит фракции 0,15—25 *мм*. Расход ангидритового вяжущего 600 *кг/м³*, содержание портланд-цемента 7,5%, расход дробленого ангидрита 1400 *кг/м³* (содержание фракций 5—25 *мм* не более 30%), расход воды 300 *л/м³*.

Кубиковая прочность образцов ангидритовой закладки, выдерживаемых в стандартных условиях и в воде, составляла 170—190 *кгс/см²* и более в 6-месячном возрасте. Образцы имели повышенную сульфатостойкость.

На руднике «Маяк» ангидритовым бетоном пластичной консистенции заложили опытную камеру. Образцы выбуренного из массива керна показали прочность при одноосном сжатии $R_{180} = 143$ *кг/см²*.

Ангидритоцементная закладка. К данной группе относят твердеющие смеси с ангидритоцементным вяжущим, содержащим 10—15% портланд-цемента, и заполнители из гранулированного шлака никелевого производства (в обычном состоянии или разрушенного до крупности мелкозернистого песка) или из граншлака с хвостами ОФ в соотношении 1 : 1.

Расход вяжущего закладки данной группы в Норильском комбинате 600—800 *кг/м³* (больший расход при заполнителе из обычного граншлака), расход воды 300—370 *л/м³*, заполнителей 1300—1600 *кг/м³*. Кубиковая прочность образцов $R_{180} = 130 \div 190$ *кгс/см²* (при хвостово-шлаковом заполнителе $R_{180} = 70$ *кгс/см²*). Ангидритоцементная закладка обладала пониженной экзотермией и повышенной устойчивостью к воздействию агрессивной сульфатной среды. При ангидритовом типе закладочных смесей возможно получить твердеющую закладку прочностью 100—150 *кгс/см²* при незначительных расходах (40—80 *кг/м³*) дорогостоящего цемента.

Выбор эффективных составов твердеющей закладки. Эффективность закладочных работ в значительной мере зависит от применяемых материалов, определяющих физико-механические свойства, реологические характеристики закладки и стоимостные показатели.

Составы твердеющих смесей подбирают с учетом наличия материалов, требуемой прочности и принятой технологии приготовления, транспортирования и укладки смеси. Себестоимость закладки снижают в результате использования дешевых местных материалов и отходов производства: песков и песчано-гравийных смесей, известняков, гипсов, ангидритов, пород из отвалов, золошлаков, хвостов обогатительных фабрик, грануированных и отвальных шлаков черной и цветной металлургии и т. п. Задача осложняется тем, что пути удовлетворения требований, предъявляемых к закладке, часто взаимопротивоположны.

Рекомендуем следующую методику выбора рациональных составов закладочных смесей.

Сначала ориентировочно рассчитываем состав смеси по методу проф. Б. Г. Скрамтаева. При этом суммарное количество вяжущих G на 1 $м^3$ смеси, предназначенной для транспортирования по трубам, должно удовлетворять условию

$$G = \frac{1{,}2\gamma_ц\gamma_в G_з (1-K)(\gamma_{з.м} - \gamma'_{з.м})}{\gamma_{з.м}\gamma'_{з.м}\left[\left(\frac{В}{Ц}\right)\gamma_ц + \gamma_в\right]}, \ т \qquad (IX.1)$$

где $\gamma_ц$ — удельный вес вяжущего $т/м^3$; $\gamma_в$ — объемный вес воды, $т/м^3$; $G_з$ — весовой расход заполнителей на 1 $м^3$ смеси, $т$; $\gamma_{з.м}$ — удельный вес мелкого заполнителя, $т/м^3$; $\gamma'_{з.м}$ — насыпной объемный вес мелкого заполнителя, $т/м^3$; $В : Ц$ — водовяжущее отношение; K — содержание крупного заполнителя в долях единицы по весу от общей массы заполнителей (обычно $K \leqslant 0{,}3-0{,}4$).

Если для обеспечения необходимой прочности достаточно меньшее количество вяжущего, следует ввести соответствующее количество микронаполнителя.

Закладочную смесь расчетного состава приготавливают, испытывают на прочность, транспортабельность, водостойкость, экзотермию и устойчивость воздействию агрессивной среды. Состав смеси в процессе испытаний уточняют. Лишь после этого подобранную смесь можно рекомендовать к опытно-промышленной проверке и внедрению в производство.

Для месторождений, находящихся в специфических условиях Заполярья, выбор эффективных экономичных составов закладки является важнейшей проблемой повышения эффективности закладочных работ, особенно при предварительной выемке богатых руд уникального Талнахского месторождения с учетом сохранения для повторной разработки вкрапленных сульфидных руд, при больших масштабах работ, дефицитности в условиях Норильска некоторых материалов и их дороговизной. Так, при сравнительно невысокой прочности (50—60 $кгс/см^2$) применяемой на руднике «Маяк» песчано-цементной закладки себестоимость ее в 1968—1969 гг. составляла 37—38 $руб/м^3$.

При изыскании новых эффективных составов закладки для Талнахского месторождения с учетом местных условий ставилась цель подобрать такие смеси, которые, обеспечивая высокую прочность искусственных целиков, обладали бы удовлетворительной транспортабельностью, пониженной экзотермией, невысокой

Таблица 30

Материал	Содержание компонентов, %						
Граншлак	2,58	41,3	15,49	29,51	6,42	10,95	1,31
Ангидрит	0,50	1,78	0,23	0,12	39,76	1,23	49,69
Клинкер	0,15	21,61	7,15	3,37	65,06	2,36	0,25
Песок	3,94	51,22	16,0	11,55	9,06	6,20	0,26
Песчано-гравийная смесь	3,01	48,80	15,33	11,27	12,97	6,17	0,48
Хвосты	2,71	43,23	14,43	14,57	10,38	16,27	2,36

Примечание. Минералогический состав клинкера: C_3S 47,61%; C_2S 27,0%; C_3A 13,22%; C_4AF 10,2%.

стоимостью и могли быть приготовлены из местных материалов.

В качестве исходных материалов приняли цемент, гранулированные шлаки руднотермических печей никелевого производства, хвосты ОФ, природный ангидрит, песчаник и песчано-гравийную смесь, имеющиеся и прогнозируемые запасы которых могут обеспечить производство закладки в необходимых для Талнахского месторождения объемах. Химический состав приведен в табл. 30.

Испытывали различные составы вяжущих, включающие компоненты: портланд-цемент, граншлак никелевый, песчаник, ангидрит. Тонкость помола добавок к цементу до 8—10% остатка на сите с 4900 *отв./см*². Методика испытаний по ГОСТ 310-60.

Наиболее приемлемыми оказались: цементно-шлаковое вяжущее с содержанием граншлака 40—60% (активность 200—300 *кгс/см*² в 28-дневном возрасте); цементно-шлако-ангидритовое с содержанием 30% цемента, граншлака 40—45% и ангидрита 25—30% (активность свыше 100 *кгс/см*² в 28-дневном возрасте и свыше 250 *кгс/см*² в 6-месячном возрасте); ангидритовое и ангидрито-цементное с содержанием портланд-цемента 7—15% (активность свыше 100 *кгс/см*² в 28-дневном возрасте).

По условиям транспортабельности расход сложного вяжущего принимали не менее 400 *кг/м*³. В качестве заполнителей использовали: песчано-гравийную смесь с гравием крупностью до 25 *мм* (содержание гравия 30—33%); граншлак с хвостами обогатительной фабрики; шлаковый песок (граншлак никелевый, разрушенный в шаровой мельнице до крупности песка); дробленый ангидрит класса —20 *мм* с содержанием фракций 5—20 *мм* не более 30%. Гранулометрический состав заполнителей приведен в табл. 31.

Предварительно подобранные составы твердеющих смесей, удовлетворяющих условию прочности и транспортабельности, уточняли. Наиболее характерные из них подвергали воздействию проточной и непроточной воды и агрессивной среды. Исследовали в лабораторных условиях свыше 130 различных составов закладки, изготовили и испытали 1500 кубиков размером 10 × 10 × 10 *см* и 400 балочек размером 4 × 4 × × 16 *см*.

В табл. 32 приведены наиболее перспективные составы закладочных смесей, рекомендованные применять в условиях Талнахского месторождения. Указанные смеси при расходе портланд-цемента не более 240 *кг/м*³

Таблица 31

Материал	Частные остатки (%) на ситах с отверстиями, мм							
	3,2	1,6	1,2	0,85	0,6	0,2	0,15	0,15
Песок хараелахский	0,2	0,88	—	3,72	5,28	82,18	3,48	4,26
Хвосты ОФ	—	—	0,1	—	0,41	37,67	22,97	38,57
Граншлак	73,58	19,43	—	—	5,43	1,07	0,08	0,21
Шлаковый песок	1,02	5,9	—	14,38	8,28	37,7	6,08	26,64
Ангидрит	28,2	6,3	—	2,6	—	5,0	12,0	34,1

(для ряда составов расход цемента составляет всего 40—100 *кг/м*³) позволяют достичь прочности от 65 до 190 *кгс/см*² при водовяжущих отношениях, обеспечивающих удовлетворительную транспортабельность. Прочность их значительно выше, чем прочность закладки, применяемой на руднике «Маяк». Введение в состав заполнителей хвостов ОФ способствует улучшению транспортабельности смесей, однако существенно снижает прочность. Смеси, включающие хвосты, можно использовать в тех случаях, когда расчетная прочность не превышает 70—80 *кгс/см*².

Испытания на водостойкость некоторых из наиболее перспективных составов закладки показывают, что прочность кубиков, хранившихся в непроточной воде (6 месяцев), близка к прочности контрольных кубиков. При хранении кубиков в проточной воде прочность обычно несколько снижается.

Поскольку в условиях Талнахского месторождения может представлять опасность сульфатная коррозия, являющаяся результатом реакции между сульфатными ионами, содержащимися в рудничной воде, и компонентами закладки, часть балочек из исследованных вяжущих выдерживалась в обычной воде, другая часть в 4%-ном растворе Na_2SO_4 с целью проверки воздействия агрессивной сульфатной среды.

Установлено, что прочность балочек, выдержанных в воде и в агрессивной среде, почти одинакова, сохраняется та же кинетика роста прочности (табл. 33). Удлинения балочек размером 40 × 40 × 160 *мм* после помещения их в воду и агрессивную среду (первые 6 суток балочки хранились во влажных условиях) не превышают 0,25 *мм* для составов С-84, С-100, С-116. При этом разница деформаций балочек в воде и в агрессивной среде незначительна. Удлинение через 1—3 месяца прекращается. Приращение длины балочек с ангидритовым вяжущим (С-92) составляет 0,5 и 0,85 *мм* соответственно в воде и агрессивной среде и также прекращается после трехмесячного воздействия среды. За тот же период балочки из цементно-песчаной закладки, применяемой на руднике «Маяк», получали удлинение до 2 *мм*. Это свидетельствует о достаточно высокой водостойкости подобранных составов закладки и о достаточно высокой их устойчивости агрессивному воздействию сульфатной среды.

Одним из выбранных составов закладки (А-1) заложили на руднике «Маяк» камеру № 9/1 с целью опытно-промышленной проверки результа-

Таблица 32

Шифр состава закладки	Расход компонентов вяжущего, кг/м³				Расход заполнителей, кг/м³					Расход воды, л/м³	Подвижность смеси (по конусу СтроиНИИИС), см	Объемный вес смеси, т/м³	Кубиковая прочность, кгс/см²								Приведенные затраты на 1 м³ закладки, руб.
													хранение в стандартных условиях				хранение в воде		хранение в проточной воде		
	портланд-цемент	ангидрит	гранулак никелевый	песчанник	песчано-гравийная смесь	гравилак никелевый	песок из гранулака	шлаты ОФ	отвердит фракции 0,15—25 мм				28-суточное сжатие	90-суточное сжатие	180-суточное сжатие	180-суточное растяжение	180-суточное сжатие	180-суточное растяжение	180-суточное сжатие	180-суточное растяжение	
С-16П	240	2	—	160	1500	—	—	—	—	330	10,5	2,23	36	62	75	—	—	—	—	—	22,25
С-31П	240	—	160	—	1500	—	—	—	—	330	10,5	2,23	38	66	81	—	—	—	—	—	21,65
С-52	200	—	200	—	—	700	—	800	—	390	11,0	2,29	26	148	65	—	—	—	—	—	19,75
С-84	200	—	300	—	—	—	1600	—	—	320	10,5	2,42	65	117	160	—	—	—	—	—	19,75
С-86Х	200	—	300	—	—	750	—	750	—	350	10,5	2,35	40	76	94	—	—	—	—	—	20,12
С-90	200	—	300	—	1500	—	—	—	—	330	10,5	2,33	31	57	70	—	—	—	—	—	21,05
С-60П	50	750	—	—	—	1300	—	—	—	340	10,5	2,11	52	100	130	—	—	—	—	—	18,85
С-92	80	520	—	—	—	—	1500	—	—	300	10,5	2,40	69	137	191	30,1	176	28,4	—	—	18,38
С-96	80	520	—	—	—	700	—	700	—	370	10,5	2,37	26	55	70	15,8	71	13,4	68	11,9	18,62
С-100	100	200	200	—	—	—	1600	—	—	350	11,0	2,15	44	94	120	21,4	130	25,1	107	20,3	17,90
С-104	100	200	200	—	—	700	—	750	—	380	10,5	2,33	26	65	80	16,4	96	18,2	81	12,8	18,13
С-116	150	125	225	—	—	—	1600	—	—	350	10,5	2,45	56	113	150	26,0	137	25,3	121	21,3	19,18
С-120Х	150	125	225	—	—	700	—	750	—	350	10,5	2,30	28	71	90	—	—	—	—	—	19,65
А-1	40	560	—	—	—	—	—	—	1400	300	10,5	2,30	75	130	170	25,0	190	27,0	170	25,0	22,52
«Маяк»[1]	330	—	—	—	1400	—	—	—	—	400	10,5	2,13	—	—	55	—	—	—	—	—	25,02

[1] Состав закладки с мелким заполнителем (без гравия), применяемой на руднике «Маяк».

Таблица 33

Показатели	Шифр состава закладки			
	С-84	С-92	С-100	С-116
Расход цемента, *кг/м³*	200	80	100	150
Расход ангидрита, *кг/м³*	—	520	200	125
Расход граншлака, *кг/м³*	300	—	200	225
Расход заполнителя (граншлак), *кг/м³*	1600	1500	1600	1600
Расход воды, *л/м³*	370	340	360	360
Прочность балочек, выдержанных в воде, *кгс/см²*:				
при сжатии:				
28 дней	60	56	—	57
3 месяца	132	128	112	166
6 месяцев	172	158	128	190
при изгибе:				
28 дней	24	18	—	18
3 месяца	69	37	39	41
6 месяцев	65	46	43	54
Прочность балочек, выдержанных в агрессивной среде, *кгс/см²*:				
при сжатии:				
28 дней	52	46	54	60
3 месяца	131	131	131	176
6 месяцев	170	190	147	194
при изгибе:				
28 дней	16	12	18	19
3 месяца	55	49	49	45
6 месяцев	59	55	50	50

тов лабораторных исследований. Несмотря на отклонение от рекомендованного оптимального состава, прочность ангидритовой закладки (по испытаниям керна) составила 143 *кгс/см²* в 6-месячном возрасте, что с учетом ослабления при выбуривании керна близко к результатам лабораторных испытаний. Закладочная смесь хорошо растекалась в камере. Температура разогрева искусственного массива в ядре достигла 36° С, что на 8—12° ниже температуры разогрева аналогичных по размерам искусственных целиков из песчано-цементной закладки. Подобранные новые смеси на 2,5—7 *руб/м³* дешевле применяемой на руднике «Маяк» (с учетом выхода на максимальную производительность).

§ 3. Приготовление, транспортирование и укладка твердеющих смесей

Основными процессами технологического комплекса закладочных работ являются: подготовка и транспортирование материалов, приготовление, доставка и укладка твердеющей смеси. Главными процессами являются приготовление закладки и ее транспортирование.

При обычной технологии приготовления и транспортирования закладочных смесей можно довольно четко выделить две основные тенденции:

1) твердеющую закладку (обычно жесткую) приготавливают под землей и доставляют к месту укладки конвейерами, электровозами, пневмонагнетателями;

2) литую или пластичную твердеющую смесь приготавливают на централизованных закладочных комплексах и доставляют к месту укладки самотеком или самотечно-пневматическим трубопроводным транспортом.

Первая схема приготовления и подачи закладки позволяет увеличить жесткость смеси, достигать необходимой прочности закладки при меньших расходах вяжущего, что важно в случае дефицитности и высокой стоимости. Эту схему применяют в тех случаях, когда объемы закладки невелики, не требуется тщательный подпор кровли закладкой.

Наиболее прогрессивная при укладке жестких смесей технология, предложенная В. Г. Койловым, и полураздельный метод бетонирования, применяемый на руднике «Ожел Бялы», с раздельной подачей инертных заполнителей (гидротранспортом) и цементного молока (смешивание компонентов осуществляется в трубопроводе у места укладки после удаления излишней воды гидроциклонами.

Основной недостаток такой технологии — большие углы растекания жесткой смеси (до 40—50°), что препятствует качественному заполнению закладкой выработанных пространств большого объема.

Вторая схема более гибка, технологична и используется при больших объемах закладочных работ и производительности закладочных комплексов 30—50 $м^3/ч$ и более. При подаче в камеры пластичных и литых закладочных смесей обеспечивается наибольшая интенсивность закладочных работ, возможность удовлетворительного заполнения пологих камер и выработанных пространств значительных объемов. Необходимая прочность закладки достигается за счет повышенного расхода дешевых низкомарочных вяжущих и вяжущих из отходов производства.

Реологические характеристики пластичных смесей допускают применение поточной технологии приготовления твердеющей закладки. Важными в этом случае является оценка транспортабельности смесей и расчет параметров трубопроводного транспорта.

В 1966—1969 гг. мы провели исследования самотечно-пневматического транспорта твердеющих смесей в условиях Талнахского месторождения. Установлены основные условия обеспечения удовлетворительной транспортабельности свежеприготовленной твердеющей смеси: коэффициент раздвижки зерен мелкого заполнителя должен быть не менее 1,2; содержание крупного заполнителя (гравий, щебень и т. д.) должно находиться в пределах до 0,4 (в долях единицы по весу от общей массы заполнителей); предельное напряжение сдвига не должно превышать 18—20 $кг/м^2$; коэффициент расслаиваемости должен быть не более 1,3.

При транспортировании закладки на значительные расстояния и при небольших сроках схватывания реологические характеристики меняются в процессе транспортирования, происходит так называемое «старение» смеси.

Следствием «старения» твердеющих смесей является уменьшение подвижности их и возрастание предельного напряжения сдвига. Характер изменения указанных величин близок к линейному. Зависимость предельного напряжения сдвига τ_{0t} $кгс/м^2$ от времени t *мин*, прошедшего с момента приготовления смеси, выражается уравнением (при $\tau_{0t} \leq 18 \div 20$ $кгс/см^2$)

$$\tau_{0t} = \tau_0 + K_c t, \ кгс/м^2. \qquad (IX.2)$$

где τ_0 — предельное напряжение сдвига свежеприготовленной смеси, $кгс/м^2$; K_c — коэффициент старения, характеризующий темп возрастания τ_0, $кгс/м^2 \cdot мин$.

Установление закономерности изменения предельного напряжения сдвига и коэффициентов старения для целого ряда закладочных смесей (табл.34) позволяет уточнить формулу К. В. Мясникова для расчета удельных потерь напора в закладочном трубопроводе. Последняя с учетом

Таблица 34

Расход вяжущих, кг/м³			Расход наполнителей, кг/м³					Расход воды, л/м³	τ_0, кгс/м²	K_c, кгс/м²·мин
цемент	ангидрит молотый	гранулак никелевый молотый	песок	гравий	ангидрит дробленый фракции —15 мм	песок из гранулака	хвосты ОФ			
300	—	—	1400	—	—	—	—	400	13,9	0,142
200	—	300	1000	500	—	—	—	330	9,8	0,091
80	520	—	—	—	—	700	700	370	10,2	0,070
40	560	—	—	—	1400	—	—	300	8,6	0,047
80	520	—	—	—	—	1500	—	300	10,1	0,045
100	200	200	—	—	—	1600	—	350	11,8	0,040
200	—	300	—	—	—	1600	—	320	12,8	0,035
200	—	300	—	—	—	750	750	350	9,8	0,0425
150	125	225	—	—	—	700	750	350	10,3	0,0467
150	125	225	—	—	—	1600	—	350	11,0	0,0417

коэффициента старения примет вид:

$$\Delta p = 0{,}0008\left(\frac{\tau_0 + \frac{K_c t}{2}}{d} + 5\frac{\eta_{ср} v}{d^2}\right), \text{ кгс/см}^2\cdot\text{м}, \qquad (IX.3)$$

где Δp — удельные потери напора, *кгс/см²·м*; t — продолжительность движения смеси по трубопроводу, *мин*; d — внутренний диаметр трубопровода, *м*; v — средняя скорость движения смеси, *м/сек*; $\eta_{ср}$ — средняя вязкость смеси, *кг·сек/м²*.

По формуле К. Ю. Реппа, скорректированной нами с учетом коэффициента старения,

$$\eta_{ср} = \frac{3600\pi d^3\left(\tau_0 + \frac{K_c t}{2}\right)}{784{,}8Q}, \text{ кг}\cdot\text{сек/м}^2, \qquad (IX.4)$$

где Q — производительность закладочной установки, *м³/ч*.

Продолжительность движения смеси по трубопроводу, определяемая производительностью закладочного комплекса, длиной и диаметром трубопровода, не должна превышать величины t, получаемой из выражения (IX.2) при $\tau_{0t} = 18$ *кгс/м²* и соответствующих значениях τ_0 и K_c для применяемого состава смеси.

Предельная длина l_{max} горизонтального участка трубопровода при самотечном транспортировании

$$l_{max} = K_з H\left(\frac{\gamma}{10\Delta p} - 1\right) - 12n_1 - 6n_2, \text{ м}, \qquad (IX.5)$$

где H — высота вертикального става, *м*; $K_з = 0{,}7 \div 0{,}8$ — коэффициент запаса высоты вертикального става; γ — объемный вес закладочной смеси, *т/м³*; Δp — удельные потери напора, *кгс/см²·м*; n_1 и n_2 — число колен трубопровода с углами поворота 90 и 45°, принимаемых эквивалентными по сопротивлению соответственно 12 и 6 *м* прямого трубопровода.

Увеличение дальности подачи твердеющей закладки достигается применением пневмотранспорта смеси, для чего в горизонтальную часть трубопровода через каждые 50—60 *м* врезают пневмоэжекторы под углом

около 30°. При этом скорость движения смеси возрастает, так как смесь продвигается отдельными порциями, разделенными воздушными промежутками.

При расчете параметров пневмотранспорта смеси необходимо учитывать не количество или величину отдельных порций смеси, а суммарную их длину. При максимально возможной дальности подачи закладки, когда давление в бетоноводе в районе первого пневмоэжектора $P_э$ достигает величины давления в в воздушной магистрали $P_{см}$, суммарная длина l_c порций смеси на участке пневмотранспорта составит

$$l_c = \frac{P_{см}}{\Delta p'}, \text{ м}, \qquad (IX.6)$$

где $\Delta p'$ — удельное сопротивление движению смеси на участке пневмотранспорта, *кгс/см²·м*.

Основные условия обеспечения непрерывности и стабильности самотечно-пневматического транспортирования смеси можно сформулировать следующим образом.

1. Суммарное сопротивление движению порции смеси на участке пневмотранспорта не должно превышать величины, равной давлению сжатого воздуха у первого пневмоэжектора.

2. Расстояние от вертикального става до первого пневмоэжектора

$$l_э \leq l_{max} - \frac{P_{см}}{\Delta p}, \text{ м}. \qquad (IX.7)$$

3. Производительность самотечного участка должна быть равна производительности участка пневмотранспорта. Это означает, что за время прохождения порциями смеси суммарной длиной l_c всего участка пневмотранспорта такое же количество смеси должно поступать на участок самотека и с него на участок пневмотранспорта. Следовательно,

$$\frac{l_c}{v_c} = \frac{l_{пн}}{v_{пн}}, \qquad (IX.8)$$

где v_c и $v_{пн}$ — средние скорости движения смеси на участках самотека и пневмотранспорта соответственно, *м/сек*; $l_{пн}$ — длина участка пневмотранспорта, *м*; l_c — отрезок самотечного участка, равный суммарной длине порций смеси на участке пневмотранспорта, *м*.

С учетом указанных предпосылок из равенства (IX.8), подставляя значение l_c из формулы (IX.6) и выражая v_c через производительность установки Q и диаметр трубопровода, получим формулу для расчета максимально допустимой длины участка пневмотранспорта $l_{пн\,max}$

$$l_{пн\,max} = \frac{3600 d^2 P_{см} v_{пн}}{1{,}276 \Delta p' Q K_з'}, \text{ м}, \qquad (IX.9)$$

где $K_з' = 1{,}3 \div 1{,}4$ — коэффициент запаса давления, равный отношению $P_{см} : P_э$ (для обеспечения устойчивой работы пневмотранспорта при возможных колебаниях качества смеси и давления в магистрали сжатого воздуха последнее должно превышать давление в бетоноводе у первого пневмоэжектора).

Основным путем увеличения дальности пневмотранспорта смеси при определенной заданной производительности комплекса является увеличение диаметра трубопровода и скорости движения на участке пневмотранспорта. При этом следует учитывать, что увеличение последней свыше 8—10 *м/сек* ведет к резкому повышению износа труб.

На руднике «Маяк» соотношение вертикального столба и горизонтальной длины самотечного участка в зависимости от состава смеси, диаметра трубопровода и производитель-

ности закладочного комплекса колебалось в пределах от 1 : 3 до 1 : 5. Эксперименты с подачей смеси пневмотранспортом на расстояния 750 и 1100 *м* в промышленных условиях подтвердили возможность транспортирования смеси самотечно-пневматическим способом на значительные расстояния.

Установлена целесообразность оборудования трубопровода одним-двумя рабочими пневмоэжекторами большого диаметра в начале участка пневмотранспорта вместо размещаемых обычно по всей трассе мелких пневмоврезок (последние необходимо использовать при промывке трубопровода и в аварийных ситуациях). Указанное конструктивное оформление трубопровода способствует стабилизации режима транспортирования закладки, снижению удельного расхода сжатого воздуха, уменьшению разницы между начальной и конечной скоростью движения смеси на участке пневмотранспорта при заданной средней скорости.

Укладка твердеющих смесей, подаваемых по трубам, весьма проста. Трубопровод вводится в верхнюю горловину камеры (с одной или с двух сторон) или же подводится к скважинам диаметром 150—315 *мм*, пробуренным с закладочного горизонта в наиболее высокие точки выработанного пространства. Закладка, поступающая в камеру из трубопровода или закладочной скважины, растекается на расстояние до 40 *м* без существенного расслоения (при оптимальной с точки зрения трубопроводного транспорта консистенции смеси). Высокая интенсивность заполнения камер положительно сказывается на однородности и прочностных свойствах закладочного массива.

От смежных выработок закладываемая камера должна быть изолирована достаточно плотными перемычками. Практикуемое иногда устройство специальных фильтров существенного значения не имеет. Обязателен лишь отвод от закладочного трубопровода воды при его промывке в перерывах между циклами подачи смеси.

Полноту заполнения пустот можно проконтролировать уровнемерами, представляющими собой диэлектрические рейки с электрическими контактами, провода от которых выводятся за изолирующую перемычку. Уровнемеры устанавливают на контролируемых участках у кровли непосредственно с закладки или через скважины. Об уровне закладки судят по изменению электрического сопротивления между смежными контактами при замыкании их твердеющей смесью.

При укладке жестких смесей с целью уменьшения расслоения материала во время падения пользуются желобами или хоботами. Возможно также распределение закладочного материала в камерах механическими средствами, в частности с помощью скреперных установок.

§ 4. Совместная разработка бедных руд ЦГОКа и богатых руд рудников им. Коминтерна и им. Фрунзе

При расположении железистых кварцитов в висячем боку залежей богатых руд добыча их открытым способом возможна только при разработке богатых руд системами с закладкой выработанного пространства. В противном случае борт карьера попадает в зону обрушения подземных работ, что имеет место на карьере ЦГОКа, восточный борт которого подрабатывается рудниками

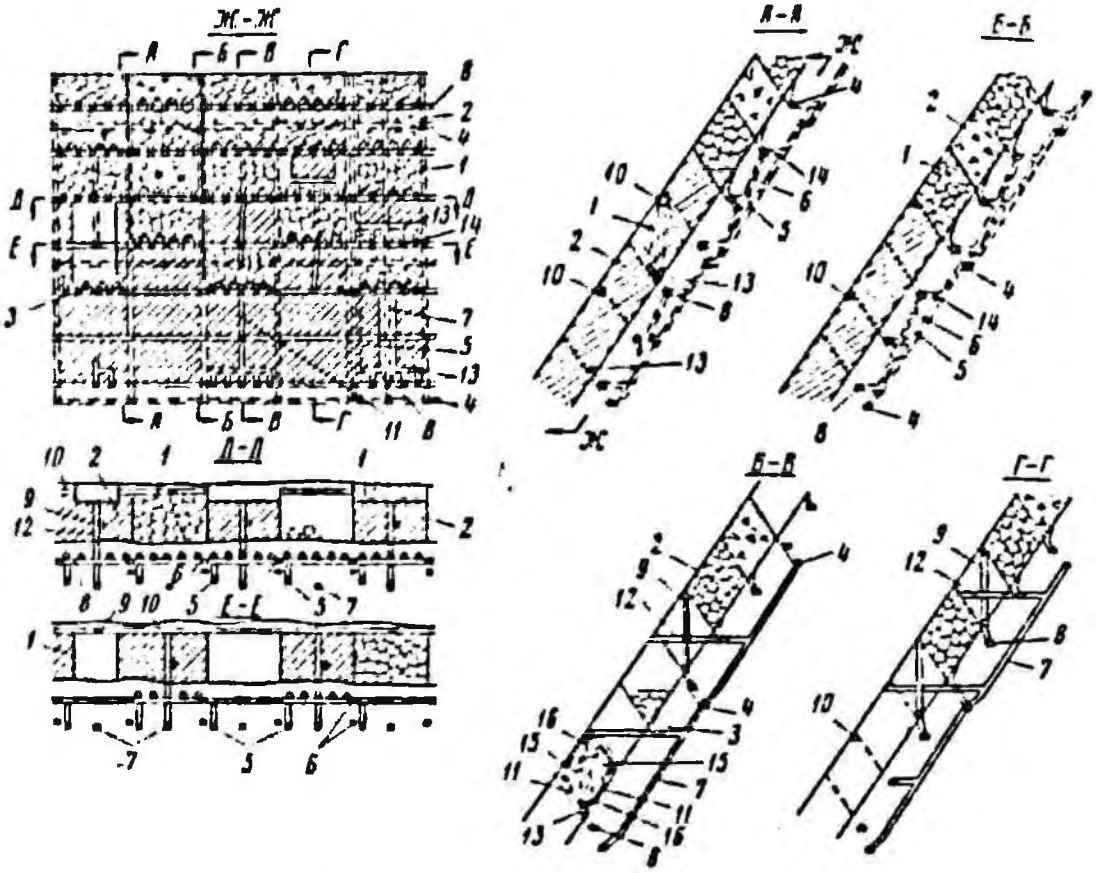


Рис. 77. Бесцеликовый вариант системы открытых камер с последующей частичной закладкой выработанного пространства:

1 — камеры, отрабатываемые без последующей закладки; 2 — камеры, отрабатываемые с последующей закладкой; 3 — выпускные выработки; 4 — полевой откаточный штрек; 5 — вентиляционно-хлебовой восстающий; 6 — полевой рудоспуск; 7 — вентиляционно-закладочный восстающий; 8 — штреки скрепторования; 9 — отрезные восстающие по центру камер, отрабатываемых без последующей закладки; 10 — буровые штреки висячего бока; 11 — отрезные восстающие по контуру камеры; 12 — закладочные орты; 13 — траншейные штреки; 14 — вентиляционные орты-бойки; 15 — штанговые шпуры; 16 — глубокие скважины

им. Коминтерна, им. Фрунзе и им. Карла Либкнехта.

Целесообразно применение на руднике им. Коминтерна камерных систем разработки с последующей закладкой их твердеющим материалом. Применение систем с закладкой вызывается необходимостью сохранения борта карьера ЦГОКа при разработке Второго Саксаганского пласта и поверхностных сооружений рудника им. Коминтерна при разработке Первого Саксаганского пласта.

В. С. Симфоровой, П. Ф. Мироновым и автором разработан бесцеликовый вариант системы открытых камер с частичной закладкой выработанного пространства (рис. 77). Предлагаемый вариант позволяет закладывать только 54—55% выработанного пространства. Остальное выработанное пространство в случае необходимости можно заполнить более дешевым закладочным материалом.

По предварительным данным коммерческая себестоимость добычи 1 *т* руды 2,84 руб.

Прибыль на 1 *т* руды 0,72 руб., а годовая эффективность рудника при годовой добыче товарной руды 4150 тыс. *т* составит 3000 тыс. руб.

Потери руды в недрах можно снизить до 3—5%, а разубоживание — до 2—3%. Система с закладкой рентабельнее системы подэтажного обрушения для мартеновской руды, начиная с содержания железа 58% и выше, для аглоруды — с содержанием железа 63%, для кусковой руды — 64%.

Выход мартеновской руды увеличится при системе с закладкой до 25—30% по сравнению с 14% при существующих системах разработки.

Эффективность систем разработки с закладкой значительно возрастет, если учесть реальные потери, уровень которых в Криворожском бассейне доходит до 30—50%, и истинную металлургическую ценность руды.

Глава X

Совместная и повторная разработка месторождений химическими способами

§ 1. Общие сведения [1]

Добыча полезных ископаемых химическими методами известна издавна и применяется в промышленных масштабах при разработке месторождений каменной соли (с последующим выпариванием), каолина (с последующим осаждением) и других видов полезных ископаемых. Извлечение меди методом выщелачивания впервые применили в XVI в. В настоящее время имеется много установок по извлечению меди из рудничных вод, содержащих медь в виде медного купороса ($CuSO_4$) в количестве до 3—5 *г/л* (в среднем 1—2 *г/л*). Простой и дешевый процесс извлечения (цементации) меди из рудничных вод идет по реакции

$$CuSO_4 + Fe = FeSO_4 + Cu.$$

Медь осаждают в заполненных железным скрапом желобах, по которым направляют раствор, содержащий медь. Медь можно осаждать в заполненных железным скрапом чанах, наполнение и слив воды из которых происходит периодически.

Цементную медь из желобов или чанов выгружают систематически через определенные промежутки времени. В зависимости от качества скрапа, состава рудничных вод и постановки процесса цементации, цементационная медь содержит до 80% и иногда более чистой меди и до 20% железа или других примесей. Извлечение меди из раствора составляет 90%, достигая иногда 99% (рудник «Рэй» в США). Расход скрапа составляет в среднем 1,2 *кг* на 1 *кг* извлеченной меди. Простота и экономичность получения меди из рудничных вод вызвали применение выщелачивания для извлечения меди непосредственно из месторождений медных руд.

Для эксплуатации рудных месторождений методом выщелачивания необходимы следующие условия: растворимость рудного минерала в воде или слабом растворе серной кислоты; проницаемость рудной массы для растворителя (наличие трещин, раздробленность руды) и возможность равномерного ее омывания; отсутствие (или возможность устранения) каналов, позволяющих растворителю протекать, не омывая всей рудной массы.

В качестве объектов для извлечения меди методом выщелачивания можно использовать: месторождения с бедным содержанием меди, невыгод-

[1] § 1 и 2 написаны совместно с О. В. Беляковой.

ные для разработки обычным способом; аварийные участки с невынутой раздробленной рудой (пожарные участки, участки разрушенных целиков); старые рудники с неполно извлеченной рудой и отвалы медьсодержащих пород на поверхности (повторная разработка). Возможные объекты для постановки выщелачивания в СССР весьма многочисленны. В практике США из рудников, получающих цементную медь способом подземного выщелачивания, заслуживают внимания рудники «Охайо», в штате Юта, «Рэй» в штате Аризона, «Торитон» в компании «Инспирейшн Консолидейтед Коппер».

Приводим некоторые сведения о повторной химической разработке рудника «Охайо».

Месторождение представляет собой пластообразную залежь мощностью до 100 *м*, с углом падения 50° и общими запасами руды до 40 млн. *т* со средним содержанием меди 0,88%. Руда — пирит и халькозин. Часть запасов руды отработана системой этажного самообрушения, которая оказалась неэкономичной.

Использовали подземные выработки — восстающие и главную штольню, в которой установили цементационные устройства — желоба сечением 800 × 800 *мм*, общей длиной 0,5 *км*.

Содержание меди в растворе 0,2%, извлечение меди из раствора до 97%, содержание меди после цементации до 80—90%, расход железного скрапа 1 *кг* на 1 *кг* меди. Годовая добыча меди до 3000 *т*, стоимость меди 31,5 цента за 1 *кг* (в несколько раз дешевле меди, получаемой обычным способом).

Применение способа подземного выщелачивания требует проведения определенного количества подземных выработок для орошения участков и возможного отвода воды. Число выработок можно уменьшить применением для орошения буровых скважин.

На рудниках СССР обычно медь из руды выщелачивают совместно с подземной разработкой.

На одном из рудников действует гидромедьзавод, на котором имеются буровой цех, цех выщелачивания, осуществляющий пуск воды в выработанное пространство и контролирующий выход растворов в горных выработках, и цех цементации, занимающийся извлечением меди из растворов.

Технико-экономические показатели этого медьзавода: извлечение меди из растворов 96,4%, механические потери меди 1,8%, качество меди 93,6%, средняя производительность труда рабочего по заводу в смену 54,8 *кг* меди.

В последние годы химические методы извлечения металлов называют гидрометаллургией.

В гидрометаллургии применяют в основном экстракционные и ионообменные процессы.

§ 2. Применение экстракции и ионообменных процессов в гидрометаллургии

Экстракция неорганических соединений металлов из водной фазы органическими растворителями или жидкостная экстракция относительно проста, универсальна и обладает высокой избирательностью. Экстракцию легко автоматизировать. Ее широко используют в металлургии радиоактивных металлов [57]. Значительную часть урана из растворов, получаемых при кислотном выщелачивании урановых руд, извлекают экстракционным методом. Практически все урановые концентраты подвер-

17 Заказ 1010

тают экстракционной очистке с получением соединений урана ядерной чистоты [57].

Успешно применяют экстракционные методы разделения близких по свойствам металлов, таких, как лантаниды, тантал и ниобий, цирконий и гафний, никель и кобальт. В настоящее время для большинства металлов разрабатывают экстракционные методы их извлечения, разделения и очистки.

Экстракционное извлечение индия, таллия и рения показывает высокую технологическую и экономическую эффективность применения экстракции.

Благодаря использованию экстракции число технологических операций сократили с 23 до 9, извлечение повысили с 60 до 88%, удельные капитальные затраты снизили почти на 25%. При использовании экстракционных методов получают редкоземельные концентраты и товарные продукты из такого сырья, переработка которого обычными методами экономически неоправдана.

В ряде случаев экстракция обладает большими преимуществами перед ионообменными способами [57]. Эти факты свидетельствуют о том, что экстракция является одним из наиболее перспективных методов извлечения и очистки металлов. Сущность экстракционного метода извлечения или разделения металлов состоит в том, что при определенных условиях ионы некоторых металлов или их соли в заметных количествах переходят из водного раствора в несмешивающийся с водой органический растворитель, а основная масса других элементов или сопутствующих металлов остается в водной фазе.

Таким образом, для экстракционного процесса характерно наличие двух жидких фаз (водной и органической), между которыми распределяются разделяемые или извлекаемые металлы.

Экстракцию применяют для извлечения или разделения металлов в основном из осветленных растворов. В гидрометаллургии экстракция органическими растворителями из водных растворов имеет четыре основных области применения: 1) концентрирование металлов (извлечение их из растворов от выщелачивания руд, сбросных растворов, рудничных вод и пр.); 2) разделение, особенно металлов, близких по свойствам; 3) очистка, получение металлов высокой чистоты; 4) превращение одних соединений в другие, удобные для последующего передела.

В большинстве случаев экстракцию используют для разделения и очистки металлов, реже — для концентрирования металлов вследствие относительно высоких потерь экстрагентов с обрабатываемыми бедными растворами металлов.

Для промышленного использования экстракции в настоящее время разработали большое число эффективных экстракционных аппаратов. В гидрометаллургии для экстракционного извлечения или разделения металлов используют те же аппараты, которые применяют в химической технологии: экстракционные колонны, колонны с механическим перемешиванием, пульсационные колонны, центробежные и смесительно-отстойные экстракторы. Предпочтение отдают многокамерным смесительно-отстойным экстракторам с турбинным перемешиванием вследствие их высокой эффективности и стабильности в работе, легкости их регулирования. Применение смесителей-отстойников в экстракционной установке позволяет сократить до минимума число перекачек жидкости между аппара-

тами и разместить ее на одной площадке, удобной для обслуживания.

Для практических целей экстракционные процессы, используемые в гидрометаллургии по преобладающему механизму экстракции, разделяют на три основные группы: сольватный (гидратно-сольватный), анионообменный, катионообменный.

Для снижения вязкости, удельного веса, способствующего улучшению разделения фаз, уменьшения потерь органического растворителя большинство экстрагентов применяют в виде растворов в органических разбавителях, например бензоле, толуоле, хлорированных углеводородах и т. п. Наиболее дешевым и широко применяемым разбавителем является керосин. Экстракция металлов различными экстрагентами также зависит от природы разбавителя, его полярности.

Несмотря на большие достоинства экстракционных процессов их недостаточно внедряют в промышленность. Экстракция существенно удешевила производство урана, работают заводские установки по экстракционному извлечению ванадия и бериллия, однако разработанные в лабораторном и укрупненном масштабе процессы извлечения и очистки тория, вольфрама, тантала, ниобия, гафния, циркония, бора, никеля и кобальта до настоящего времени не используют в большом промышленном масштабе [57]. Применение экстракции в металлургии цветных металлов ограничено из-за недостатка или высокой стоимости экстрагентов.

Остается актуальная задача синтеза и подбора недорогих и эффективных экстрагентов цветных, редких и благородных металлов, так как пока испытывают в основном те экстрагенты, которые использовали для экстракционного извлечения урана и других радиоактивных элементов.

Перспективным является применение полимерных продуктов, не растворимых в воде и хорошо растворимых в органических разбавителях и сочетающих свойства экстрагента и ионита.

Химическая промышленность в будущем обеспечит гидрометаллургов нужной номенклатурой дешевых экстрагентов.

Наряду с жидкостной экстракцией ионообменная технология является одним из перспективных методов извлечения и очистки металлов, усиленно развиваемых в послевоенные годы. В ряде случаев ионообменные процессы более эффективны по сравнению с классическими гидрометаллургическими методами, как осаждение, кристаллизация, цементация и т. п. По сравнению с жидкостной экстракцией ионообменные процессы позволяют извлекать металлы из пульп и очень разбавленных растворов. Для них нехарактерно образование эмульсий, сравнительно низки потери за счет химического растворения и механического истирания. В то же время ионообменные процессы уступают экстракционным вследствие более медленной кинетики сорбции металлов, высокой загрузки ионита, сложности аппаратурного оформления и автоматизации, снижения их емкости, неполноты десорбции металлов и высоких капитальных затрат.

По эксплуатационным затратам экстракция и ионообменная сорбция мало отличаются друг от друга, но в виду меньших капитальных затрат и легкости осуществления непрерывного процесса в ряде случаев предпочитают экстракцию. Быстро проделав путь от лабораторных исследований до промышленного внедрения, ионный обмен стал впервые применяться

в технологии урана и коренным образом изменил гидрометаллургическую переработку урановых руд. Ионообменные процессы извлечения урана начали применять на $^1/_2$ урановых заводов США 10 лет назад.

С помощью ионитов решили сложную проблему разделения редкоземельных металлов. Успешно разрабатывают ионообменные процессы извлечения и разделения редких и благородных металлов, извлечения цветных металлов из сбросных растворов, шахтных и сточных вод.

Значение ионного обмена возрастает в связи с проблемой комплексного извлечения редких металлов и обработкой руд комбинированными обогатительно - гидрометаллургическими методами.

§ 3. Технология химической совместной и повторной добычи полезных ископаемых

При открытой повторной разработке месторождений полезного ископаемого руду извлекают более полно по сравнению с подземной разработкой. При этом добывают большое количество забалансовых руд, которые при подземных работах оставляют в недрах, а при открытых работах складируют в отвалах. Однако часть металла теряется в породах вскрыши (потери от добычных работ и некондиционное содержание металла в горном массиве), выщелачивается в забоях и на рудных отвалах под действием атмосферных и грунтовых вод и попадает в систему карьерного водоотлива, остается в бортах и за контурами карьера. Вовлечение в этих потерь в производство позволяет более полно использовать запасы месторождения, получить дополнительное количество металла при более низкой его стоимости, не допустить или уменьшить загрязнение прилегающей водной системы.

Классификация процессов химической добычи по характеру и технологии извлечения руд приведена в табл. 35.

Выщелачивание. Кучное выщелачивание металла на отвалах вне карьера. На кучное выщелачивание, наряду с забалансовыми и балансовыми рудами, выдаваемыми из карьера, направляют также часть пород вскрыши, содержащих металл. В комплекс установки кучного выщелачивания входят: площадка с водонепроницаемым основанием и дренажным слоем выше него (основание имеет уклон в сторону насосных станций), отвал выщелачиваемого материала, растворопримные бассейны с насосными станциями, сорбционные колонны; система орошения на отвале, система трубопроводов к сорбционным колоннам и системе орошения. Кучное выщелачивание забалансовых и балансовых руд испытали на французском урановом карьере «Брюжо» объединения «Крузий» [58].

Урановая минерализация в месторождении, представленная смолкой и окислами урана, локализована в трещинах тектонических зон. На карьере различают три категории рудоносной горной массы: балансовые руды с содержанием свыше 0,02% забалансовые с содержанием 0,01—0,02% и пустые породы с содержанием менее 0,01%. Забалансовые руды в количестве 10—15 тыс. *т* в год выделяют радиометрической сортировкой руд, выдаваемых из карьера. Низкое содержание забалансовых руд не позволяет экономично перерабатывать их на заводе.

Провели три опыта с количеством руды в 1 тыс., 10 тыс. и 16 тыс. *т* с целью определения оптимальных технических параметров и стоимост-

Таблица 35

Подгруппа	Вид химической разработки	Основные ее особенности
	Группа I	
	Выщелачивание	
1	Кучное выщелачивание металла на отвалах вне карьера	а) В отвалы для выщелачивания подают забалансовые руды и породы вскрыши, содержащие металл, иногда балансовые руды. б) Границы содержания металла в подаваемых породах вскрыши и балансовых рудах определяют экономическим расчетом
2	Кучное выщелачивание металла в отвалах на отдельных участках внутри карьера	а) Тоже, что и в подгруппе I. б) Применяют на карьерах при возможности внутреннего отвалообразования. После выщелачивания горную массу засыпают породами внутреннего отвала
3	Выщелачивание металла, оставшегося в бортах и за контуром карьера	а) Контуры рудных тел уточняют эксплуатационным геологическим бурением из карьера. б) Раствор подают через вертикальные, горизонтальные или наклонные скважины. в) Массив взрывают. г) В трещиноватых и нарушенных породах создают плотное основание (глинизация, цементация и т. п.) д) Разрабатывают специальные мероприятия по безопасности
4	Выщелачивание металла на месте залегания в контуре карьера	а) Наряду с балансовыми и забалансовыми рудами включают в полном объеме вскрышные породы, содержащие металл. б) Верхние горизонты карьера отрабатывают с вывозкой горной массы в отвалы пустых пород, нижние — с оставлением ее на месте залегания. в) При выщелачивании нижних горизонтов одновременно выщелачивают массив в бортах карьера на уровне этих горизонтов
5	Выщелачивание металла из отвалов вскрыши	а) Перед отсыпкой новых отвалов готовят водоупорное основание и систему дренажа, рассчитывают их устойчивость с учетом дополнительного обводнения подаваемыми для выщелачивания растворами. б) Перед началом выщелачивания старых отвалов проверяют их устойчивость на повышенное обводне-

Подгруппа	Вид химической разработки	Основные ее особенности
		ние и определяют места выхода растворов из них. в) Растворы подают в отвалы через скважины или траншеи, пройденные на поверхности отвала
6	Выщелачивание металла из нарушенных подземными горными работами массивов (зоны обрушения)	а) Возможность сбора растворов в подземных выработках и выдачи их на поверхность

Группа II

Улавливание металла из карьерных вод и извлечение из шламов

Подгруппа	Вид химической разработки	Основные ее особенности
1	Улавливание металла из карьерных вод	а) Атмосферные и грунтовые воды по системе дренажных сооружений и водоотводных канав направляют к карьерной насосной станции, которая выдает их в шламоотстойник. б) Богатые растворы из дренажных скважин в бортах карьера улавливают и перерабатывают отдельно
2	Улавливание металла из вод промежуточных рудных отвалов	а) Перед отсыпкой рудных отвалов готовят водоупорное основание и систему дренажа. б) Растворы перерабатывают на месте или централизованно на рудоперерабатывающих заводах
3	Извлечение металла из шламов	а) Наличие сооружений по очистке карьерных вод перед сбросом их в водную систему района. б) Наличие рациональной технологии извлечения и транспортирования шламов на рудоперерабатывающие заводы

Группа III

Получение металла при обогащении забалансовых руд и пород вскрыши при добыче

Подгруппа	Вид химической разработки	Основные ее особенности
1	Отмывка руд	а) На отмывку подают отдельные забалансовые руды и породы вскрыши с определенным содержанием металла. б) После отмывки шламы имеют повышенное против исходного материала содержание металла. в) Материал, оставшийся после промывки и лишенный мелких частиц и глинистых включений, направляют на кучное выщелачивание
2	Классировка руд	а) Забалансовые руды и породы вскрыши, содержащие металл, сортируют для выделения мелких фракций, имеющих повышенное

Подгруппа	Вид химической разработки	Основные ее особенности
		содержание металла. б) Крупные классы направляют на кучное выщелачивание
3	Радиометрическое обогащение руд	а) Забалансовые руды и породы вскрыши, содержащие металл, подвергают радиометрической классировке с удалением включений пустых пород и получением руд с балансовым содержанием металла. б) Радиометрической классировке подвергают ограниченное количество видов руд (урановые и комплексные урано-металлические, ураномедные, железоурановые и др.)

Подгруппа	Вид химической разработки	Основные ее особенности
	Группа IV **Буровая выемка руд**	
1	Буровая выемка руд в бортах карьера	а) Контуры рудных тел уточняют эксплуатационным геологическим бурением из карьера. б) Выемка руды сопровождается твердеющей закладкой, исключающей нарушение устойчивости борта карьера. в) Разрабатывают специальные мероприятия по безопасности
2	Буровая выемка руды в дне карьера	а) Контуры рудных тел уточняют эксплуатационным геологическим бурением из карьера

ных показателей при кучном выщелачивании (процент извлечения металла, крупность руд, состав подаваемого раствора, себестоимость и т. п.).

Первый опыт провели с добавлением в раствор серной кислоты и заводских отработанных растворов. Расход раствора при орошении 2,5 *л* на 1 *т* руды, концентрация товарного раствора до 1,6 *г* урана на 1 *л*. Остальные технико-экономические результаты приведены в табл. 36.

Особым случаем кучного выщелачивания считают выщелачивание склонных к самовозгоранию руд. В этом случае необходимо исследовать: контроль за развитием температуры в отдельных участках отвала, возможность регулирования ее за счет количества подаваемых охлажденных растворов; вывозку разогретой (иногда горящей) выщелоченной массы из комплекса выщелачивания; контроль за составом газовой среды на комплексе. При регулировании температурных режимов отвала необходимо учитывать оптимальные температуры развития бактериальной среды.

Выщелачивание металла из руд в бортах и за контуром карьера. Подготовку участка для выщелачива-

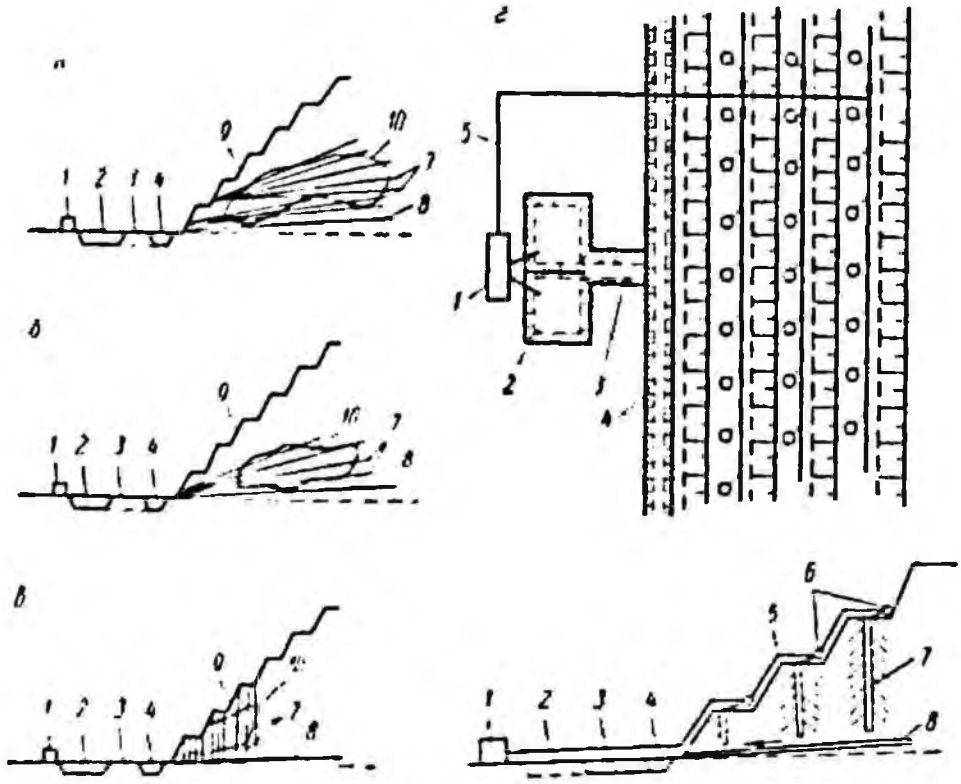


Рис. 78. Схемы выщелачивания металла из руд в бортах и на контуре карьера:

а — рудное тело разбурено наклонными скважинами с двух горизонтов; б — рудное тело разбурено наклонными скважинами с одного горизонта; в — рудное тело разбурено вертикальными скважинами; г — выщелачивание руд в бортах карьера; 1 — насосная камера; 2 — растворительный бассейн; 3 — соединительная траншея; 4 — растворительная траншея; 5 — магистральный подводящий трубопровод; 6 — поступные трубопроводы; 7 — подающие скважины; 8 — дренажные скважины; 9 — конечный контур борта карьера; 10 — рудное тело

ния начинают с бурения вертикальных, горизонтальных или наклонных подающих и дренажных скважин в рудное тело (рис. 78, *а*). В зависимости от степени трещиноватости массива скважины обсаживают перфорированными полихлорвиниловыми или железными трубами. При низкой фильтрационной способности массива раствор в скважины подают под давлением. В случае потери растворов уплотняют основание участка глинизацией, цементацией или другими способами.

Таблица 36

Показатели	Опыт №		
	1	2	3
Количество руды (сухой), тыс. *т*	1	10	16
Содержание урана, %	0,031	0,018	0,021
Количество урана, *кг*	—	1800	3310
Крупность руды, *мм*	0—400	0—400	0—400
Высота отвала, *м*	—	4	5
Количество извлеченного урана, *кг*		1437	2622
Извлечение, %	80	79,8	68
Расход серной кислоты, *кг/т*	—	12,5	10,5
pH раствора	1,1	1	0,9
Себестоимость 1 *кг* урана, франки	—	81,5	44,0

В комплекс установки для выщелачивания металла из руд в бортах карьера входят: нагнетательная и

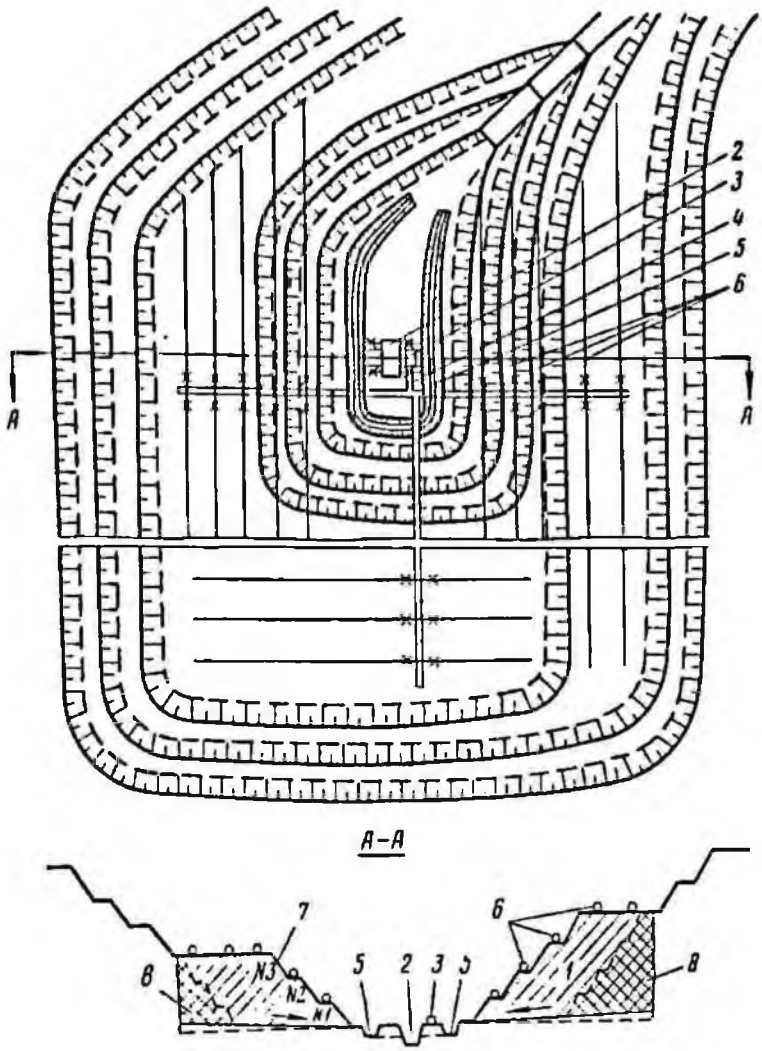


Рис. 79. Схема открытой разработки выщелачиванием

дренажная системы трубопроводов, водоприемная канава и бассейн, насосная станция и передвижная сорбционная установка. При небольших объемах выщелачивания сорбционная установка в забое отсутствует и богатые растворы вывозят на центральные установки (рис.78, *б*).

Выщелачивание металла на месте залегания в контуре карьера. Металл выщелачивают непосредственно в карьере, на месте залегания полезного ископаемого и вмещающих пород (рис. 79). При этом вовлекают в добычу не только балансовые и забалансовые руды, но и породы вскрыши, содержащие металл; снижаются объемы по селективной выемке полезного ископаемого.

Сущность метода заключается в следующем. Один или несколько уступов карьера, где залегают балансовые *1* и забалансовые руды *8*, а также породы вскрыши с некондиционным содержанием металла *7*, обуривают

и взрывают. Проектную глубину скважин принимают из расчета создания необходимого уклона основания взорванной горной массы в сторону откоса уступа № 1. Вдоль нижней бровки уступа № 1 проводят растворопримную траншею *5* глубиной 1—1,5 *м*, нижнюю часть которой футеруют для выравнивания поверхности глиной или другим пластичным материалом и покрывают кислотоупорной пленкой. Растворопримный бассейн *2*, покрыт также кислотоупорной пленкой. Его размеры выбирают в зависимости от производительности отрабатываемого участка. На взорванную горную массу *7* укладывают оросительную систему кислотостойкого исполнения, магистральный трубопровод *4*, который соединен с насосной станцией *3*, забирающей раствор из растворопримного бассейна и подающей его в систему орошения.

Комплекс работает следующим образом. Растворопримный бассейн *2* заполняют раствором, состав и концентрация которого зависят от требований технологии переработки выщелачиваемого полезного ископаемого. Насосом *3* раствор подают в оросительную систему *6*, из которой он попадает на подготовленную к выщелачиванию горную массу. После дренажа раствор попадает в растворопримную траншею *5*, а затем в растворопримный бассейн *2*. Процесс орошения повторяется до получения раствора с требуемой концентрацией металла, после чего его подают на сорбционную установку. После извлечения металла из балансовых и забалансовых руд и пород вскрыши горная масса остается на месте ее залегания или вывозится в отвалы (в случае отработки верхних и средних горизонтов глубоких карьеров).

§ 4. Применение стеклопластиковых труб при химических способах разработки [1]

При физико-химических методах добычи используемые реагенты, как правило, участвуют в замкнутом цикле. В технологической цепи используют большое количество трубопроводов: для подачи реагента по скважинам в рудный массив, для откачки продукта на поверхность и транспортирование на обогатительные установки.

В большинстве случаев рабочая жидкость обладает сильным корродирующим воздействием, практически исключающим возможность применения труб из обычной углеродистой стали. Так, для растворения сульфидов металлов применяют 1—5%-ный раствор серной кислоты с присутствием 1—5%-ного сернокислого окисного железа. При бактериальном окислении процесс происходит в кислых средах при значении pH = 1,5 ÷ 3,5. Добыча серы и других полезных ископаемых, вкрапленных в известковые породы, сопровождается периодической промывкой призабойного пространства растворами соляной кислоты концентрацией до 15%.

При разработке бедных урановых руд применяют растворы серной кислоты концентрацией до 20% и иногда выше. В таких условиях применение труб из нержавеющей стали в широких масштабах невыгодно вследствие ее дефицитности и высокой стоимости. Становится перспективным применение пластмассовых труб, из которых наибольшей прочностью, соответствующей прочности стали, обладают стеклопластики. Достоинства стекло-

[1] Написано совместно с Н. В. Куликовым и Г. А. Полосиным.

Таблица 37

Материал	Объемный вес, г/см³	Коэффициент относительной износостойкости
Сталь 20	7,8	1,0
Сталь «Махротн»	7,8	2,12
Ситалл Ж-3	2,95	3,00
Ситалл Т-136	2,55	0,76
Ситалл К-24	2,60	0,68
Ситалл 7-IV-23	2,56	0,74
Каменное литье	3,04	3,00
Полиэтилен	0,92	0,135
Полиамид 68	1,09	2,12
Капрон вторичный	1,15	0,24
Полиэфирный стеклопластик	1,85	0,02
Резина 6253 для гуммирования деталей флотационных машин и насосов	1,15	5,17
Резина РМ-481 протекторная	1,13	4,82
Резина для деталей бурового насоса	1,23	2,25
Резина ВРП-14 с графитом для подвижных уплотнений	1,26	0,88
Экспериментальные резины типа АК	1,17	8,1—17,5

пластиковых труб по сравнению со стальными следующие.

1. Стеклопластик практически не чувствителен к воздействию кислотной воды с концентрацией серной кислоты до 20%, что можно видеть из данных табл. 39.

2. Стеклопластик легче стали в 4 раза при одинаковой прочности, поэтому при использовании труб из этого материала значительно уменьшаются трудовые затраты на доставку и монтаж труб, а также уменьшается мощность монтажного оборудования (лебедок, вышек).

Отношение прочности материала к его объемному весу называется разрывной длиной и представляет собой длину цилиндрического стержня, подвешенного в верхней точке, который нагружает себя собственным весом до разрывного напряжения. Прочная длина представляет собой отношение разрывной длины к запасу прочности. Для стальных труб класса Д прочная длина на воздухе 2,5—2,7 *км*, а для стеклопластиковых значительно выше. При эксплуатации скважин затрубное пространство обычно заполняют жидкостью, поэтому теоретически прочная длина для стеклопластика с учетом закона Архимеда превысит 20 *км*, а для стали — около 3 *км*. Таким образом, применение стеклопластиковых труб взамен стальных позволит эффективно разведать и эксплуатировать месторождения, залегающие практически на любой глубине.

3. На гладкой внутренней поверхности пластмассовых труб не отлагается минеральный осадок. Это объясняется низкой адсорбирующей способностью применяемых материалов к минеральным солям и высокими теплоизолирующими характеристиками стеклопластика.

4. Стеклопластиковые трубы технологически просто футеровать различными износостойкими материалами, в том числе резиной. Стекловолокна, пропитанные смолой, наматывают поверх трубчатых или сегментных заготовок из футерующего материала, причем представляется возможность обеспечить химическую связь между стеклопластиком и футеровкой [59]. При физико-химических методах добычи в откачиваемом продукте всегда содержится значительное количество взвешенных твердых частиц горной породы, абразивное воздействие которых во много раз ускоряет процесс коррозии стальных труб. Лабораторные и стендовые испытания показали, что некоторые

специальные марки резин в условиях гидроабразивного износа значительно превосходят по стойкости сталь, каменное литье, ситаллы, капрон и другие материалы, получившие в технике признание наиболее износостойких. В табл. 37 приведены результаты испытаний различных материалов по методу Штауффера [59].

Образцы материала при испытаниях перемещали со скоростью 8 *м/сек* в водно-песчаной пульпе объемной консистенцией Т : Ж = = 2 : 1 при крупности абразива 0,5—3 *мм*. Объемный износ определяли взвешиванием с учетом удельного веса образца. Для стендовых испытаний изготовляли стеклопластиковые трубы ∅ 125 *мм*, футерованные наиболее износостойкими марками резин. Шламовый насос ШН-150 перекачивал пульпу по замкнутому контуру, в котором устанавливали испытуемые образцы и эталонные из стали 20. Скорость потока 2—5 *м/сек*, консистенция пульпы по весу Т : Ж = = 1 : 4. Абразивом служила галька с кусками крупностью 5—15 *мм*, гранитная крошка 3—12 *мм* и гравий 5—10 *мм*. Через каждые 4 ч работы абразив заменяли. Продолжительность испытаний 10—30 ч. Результаты испытаний приведены в табл. 38, они подтвердили результаты лабораторных опытов.

Лабораторные и стендовые исследования подтвердили промышленными испытаниями образцов стеклопластиковых труб, футерованных протекторной резиной РМ-481 по технологии, разработанной во ВНИИПТУглемаше. Трубы диаметром 370 *мм* и длиной 2,5 *м* испытывали в СМУ 474 в г. Уральске на земснаряде, добывающем гравий для строительных работ. Стальной трубопровод со стенкой толщиной 6 *мм* выходит из строя за один сезон после перекачивания по нему 180 тыс. $м^3$ песчано-гравийной смеси крупностью до 50 *мм*. Стеклопластиковые образцы за сезон не имели следов износа, заметных глазу. Лишь взвешивание показало уменьшение веса образцов на 600, 750 и 2100 *г*.

Таблица 38

Материал	Коэффициент относительной износостойкости
Сталь 20	1,0
Полиэтилен	0,536
Резина 6253	4,26
Резина РМ-481	3,67
Стеклопластик	0,022

Применение легких стеклопластиковых труб на гидротранспорте особенно удобно, когда трубопровод часто переносят вручную в тесной призабойной зоне (гидрозакладка, гидродобыча).

Стойкость стеклопластиков к коррозионным средам изучали в лабораторных и промышленных условиях. Значение прочности образцов стеклопластика после двухчасового кипения в растворах серной кислоты различной концентрации приведено в табл. 39.

Из данных табл. 39 видно, что прочность полиэфирных стеклопластиков при воздействии на них раствора серной кислоты до 10%-ной концентрации не только не уменьшается, но даже несколько возрастает. Литературные данные подтверждают наличие максимума прочности в кислотных средах такой же концентрации. Прочность материала медленно снижается от этого максимума как в более концентрированных кислотных средах, так и в нейтральных и щелочных. Для стали наоборот.

Для сравнительной оценки работоспособности стальных и стекло-

Таблица 39

Среда	Стеклопластик на основе стекложгута Н-1 и смолы ПН-1	Стеклопластик на основе стекложгута Н-1 и смолы 911
Исходная прочность образца на воздухе, *кгс/см²*	2898	4126
Прочность (*кгс/см²*) в растворе серной кислоты концентрации:		
0%-ной	2547	4157
1%-ной	2697	4122
10%-ной	2911	3817
20%-ной	2125	3665

пластиковых труб в коррозионных средах провели специальные опыты в шахтных условиях.

На действующих шахтах комбината Красноармейскуголь в Донбассе в водоприемные канавки (проточная вода) или водосборники (непроточная вода) укладывали в деревянных перфорированных ящиках образцы стеклопластиковых и стальных труб диаметром ~ 60 *мм* со стенкой толщиной около 4 *мм*, длиной 500 *мм*. Торцы труб заглушали пластмассовыми пробками с тем, чтобы агрессивная среда воздействовала на материал только с одной стороны. Выбирали такие условия, чтобы степень кислотности шахтных вод была различной:

1) шахта № 1—2 «Селидовская», центральный водосборник гор. 185 *м*, показатель концентрации водородных ионов в шахтной воде pH = = 2,90;

2) шахта № 1 «Ново-Гродовская», центральный водосборник гор. 138 *м*, показатель pH = 3,40;

3) шахта № 1—2 «Селидовская», водоприемная канавка южного коренного штрека по пласту L_1, показатель pH = 1,9.

Воздействие шахтной воды на стальные трубы определяли по потере веса и прочности. Установили, что временное сопротивление стали на разрыв за время испытаний снизилось до 5%, поэтому можно считать, что прочность труб приблизительно пропорциональна остаточной толщине образца. Для стеклопластиковых образцов наблюдался незначительный привес (до 1%) от набухания в воде, поэтому стойкость материала оценивали только по изменению прочности. Прочность материалов определяли на кольцевых образцах, вырезаемых из трубы после соответствующей экспозиции в агрессивной среде. Вырезанные кольца испытывали на растяжение на разрывной машине с помощью двух вставных захватов-полудисков.

Результаты испытаний приведены на рис. 80. Из приведенных графиков видно, что скорость корродирования сталей 20 и 45 изменяется от 3 до 16 *мм/год* в зависимости от условий эксплуатации. Соответственно меняется и несущая способность стальных труб. Прочность труб из стеклопластиков различных марок в шахтных условиях практически не изменилась в течение года. Некоторое повышение прочности, заметное как на рис. 80, так и в табл. 39 объясняется тем, что процесс отверждения связующего (полимеризации) продолжается в некоторых случаях в течение нескольких месяцев.

Из испытанных марок стеклопластика во ВНИИПТУглемаше изготовили образцы труб ∅ 200 *мм* с фланцами из того же материала и поставили на промышленные испытания в такие условия, при которых наблюдается особо интенсивный процесс коррозии стальных труб. На шахте

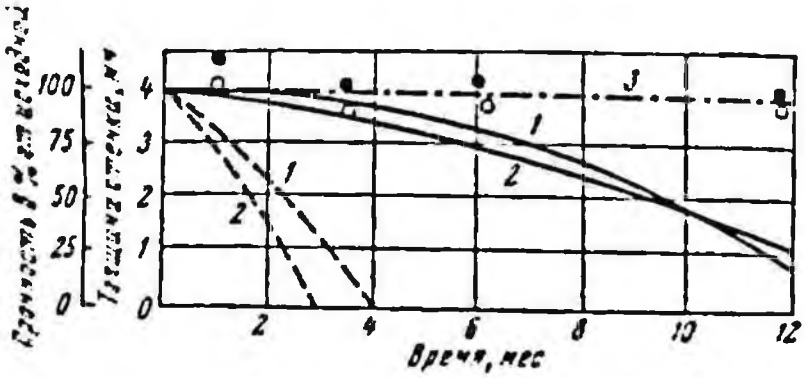


Рис. 80. Интенсивность коррозии стали и изменение прочности стальных и стеклопластиковых труб в шахтной воде:

1 — сталь 45; 2 — сталь 20 (сплошная линия — выдерживание в непрочной шахтной воде при значении pH = 2,9 ÷ 3,4; пунктирная линия — в прочной шахтной воде при значении pH = 1,91); 3 — стеклопластик — в воде с pH = 2,9 ÷ 3,4 (кружки относятся к материалу на связующем ПН-1, темные точки — на смоле 911)

№ 33 «Капитальная» комбината Киселуголь в водосборнике 1-го горизонта содержание свободной серной кислоты в шахтной воде превышает 880 *мг/л*.

Стальные трубы, футерованные изнутри цементом, на всасывающем трубопроводе выходят из строя через 1—3 месяца эксплуатации из-за развития коррозии с наружной поверхности. Опытные образцы из стеклопластиков в этих условиях работают без замены 6 лет и пригодны для дальнейшей эксплуатации. На шахте «Нагорная» такие же трубы установили в нижней части нагнетательного ствола, проложенного с гор. III до гор. IV. Давление в трубопроводе около 16 *ат*. Он проложен из чугунных труб, покрытых битумным лаком со стенкой толщиной 14 *мм*. В нижней части ствола на трубы снаружи обильно стекает кислотная шахтная вода. Содержание свободной серной кислоты в перекачиваемой воде достигает 7350 *мг/л*. Чугунные трубы в нижней части трубопровода заменяют через 3—4 месяца. Опытные образцы из стеклопластиков работали 2 года и продолжают эксплуатировать далее. Чугунный трубопровод за это время 3 раза заменяли полностью, хотя в верхней части трубопровода воздействие шахтной воды снаружи менее интенсивно.

На шахте № 1 «Ново-Гродовская» комбината Красноармейскуголь стеклопластиковые трубы ∅ 125 *мм* испытывают в нагнетательном ставе участкового водоотлива. Вода кислотная. Стальные, ничем не защищенные трубы, выходят из строя через 1 год эксплуатации. Опытные трубы из стеклопластика эксплуатируют без замены 3 года.

Таким образом, промышленные испытания подтвердили высокую коррозионную стойкость стеклопластиковых труб. Хотя несущая способность стеклопластиковых конструкций практически не меняется под влиянием обычных агрессивных сред, при постоянном воздействии нагрузки она снижается, так как все пластмассы в отличие от стали обладают ползучестью уже при комнатной температуре. Деформация нагруженного образца стеклопластика медленно нарастает до момента полного разрушения. Долговечность образца зависит от уровня нагружения и температуры. Чаще всего она описывается уравнением С. Н. Журкова

$$t = Ae^{-k\sigma},$$

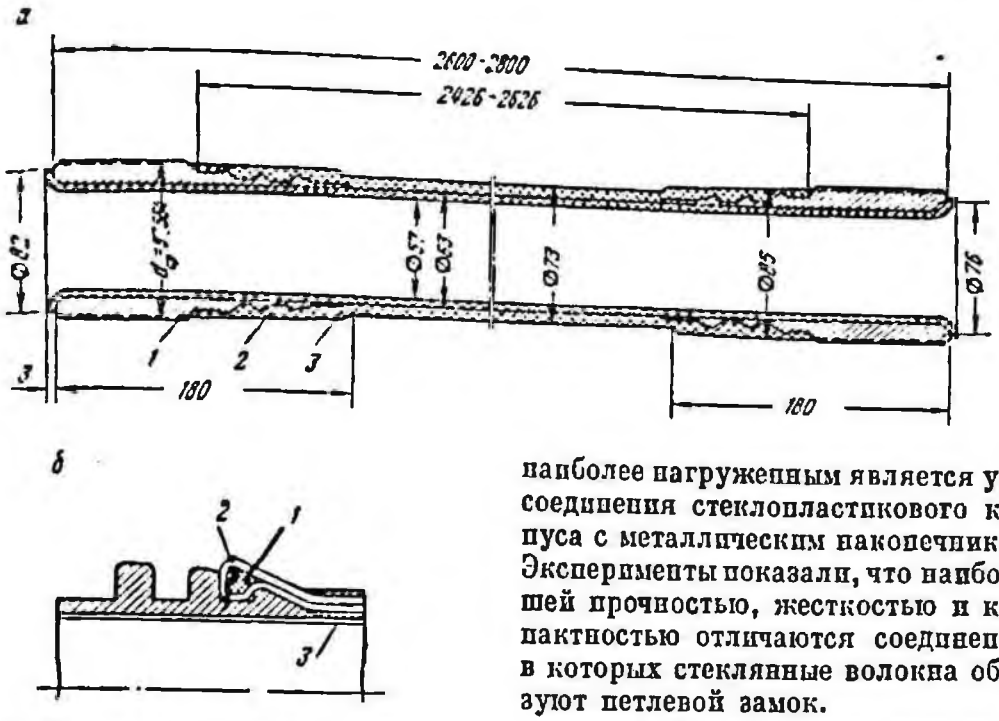


Рис. 81. Насосно-компрессорная труба из стеклопластика:

а — общий вид: 1 — металлический ниппель; 2 — футеруючий слой; 3 — стеклопластиковый корпус; б — структура материала в соединительном узле: 1 — волокна кольцевой намотки; 2 — волокна продольной укладки; 3 — герметизирующий слой

где A и k — константы материала; σ — нагрузка на образец; t — время до разрушения образца.

Параметры уравнения для заданного вида нагрузки определяют экспериментально, задаваясь различным уровнем нагружения и фиксируя время от начала нагружения до момента разрушения. Испытания ведут на высоких уровнях нагружения: 60—90% предела прочности при кратковременных испытаниях. Экстраполируя кривую, предсказывают долговечность образца при обычных уровнях нагружения (запас прочности, как правило, не принимают менее четырехкратного по отношению к кратковременной прочности).

В разработанных конструкциях стеклопластиковых труб (рис. 81) наиболее нагруженным является узел соединения стеклопластикового корпуса с металлическим наконечником. Эксперименты показали, что наибольшей прочностью, жесткостью и компактностью отличаются соединения, в которых стеклянные волокна образуют петлевой замок.

На рис. 81, *б* показана схема крепления стеклопластикового корпуса к металлическому ниппелю насосно-компрессорной трубы. Нагрузка на материал в петлевом замке имеет сложный характер: в нем создаются напряжения растяжения, изгиба, сжатия и среза. Моделировать работу материала в таких условиях на плоских образцах нельзя, поэтому наиболее достоверные результаты по прочности и долговечности стеклопластиковых труб получают при испытании натурных образцов теми же нагрузками, какие имеют место при эксплуатации.

Наибольшую нагрузку в скважинах несут насосно-компрессорные трубы при использовании электропогружных бесштанговых насосов. Откачка добываемого продукта станками-качалками неперспективна, а при фонтанной и аэрлифтной схеме добычи трубы испытывают значительно меньшую нагрузку. Перспективной является схема водоотливной

установки с электропогружным насосом. Верхнее звено трубной колонны воспринимает максимальную нагрузку от собственного веса трубопровода, веса воды в нем (осевая составляющая гидростатического давления) и веса электронасоса. Все эти нагрузки, в том числе и вес электронасоса, линейно зависят от высоты водоподъема (глубины скважины). Используемые насосы и электродвигатели состоят из секций, количество которых зависит от развиваемого напора, т. е. от глубины скважины.

Долговечность стеклопластиковых труб определяют на испытательном стенде. Образец трубы нагружается внутренним давлением от насоса и растягивающей нагрузкой с помощью гидродомкрата (шахтной гидростойки). Параметры нагружения выбирали, задаваясь глубиной скважины, причем с целью сокращения продолжительности опыта эту глубину принимали значительно больше номинальной (разработанные конструкции насосов для воды эксплуатируют в скважинах глубиной до 650 *м*, а для нефти — до 1500 *м*). Испытываемый образец находится в более суровых условиях, чем эксплуатационный: он нагружен максимальной растягивающей нагрузкой, как верхнее звено, и максимальным внутренним давлением, как нижнее звено трубной колонны. Стенды установлены в подвальном помещении, где поддерживалась постоянная температура 15° С и постоянная относительная влажность (95%). Образцы изготовили намоткой жгута ЖСП-1, пропитанного полиэфирной смолой 911. В структуре материала 50% волокон намотано в кольцевом направлении и 50% — уложено вдоль оси трубы с формированием петлевого замка в соединительном узле. Стекложгут наматывают поверх резиновой трубчатой заготовки, назначение которой состоит в обеспечении герметичности образца, а в промышленных условиях также и в износостойкости.

Внутренний диаметр труб 123 *мм*, толщина футеровки 4 *мм*, толщина стеклопластикового корпуса 7 *мм*. Вес 1 *м* с учетом веса металлических ниппелей и стандартных соединительных муфт составляет в пересчете на трубу длиной 6 *м* 7 *кг*. Перед началом испытаний образцы выдерживали в тех же условиях в течение 1 года с тем, чтобы долговечность образца была определена с учетом совместного влияния ползучести и старения материала (изменение свойств материала под влиянием среды наблюдается примерно в течение одного месяца, после чего они стабилизируются). Для выбора уровней нагружения пять образцов из всего количества (30 шт.) испытали на прочность при кратковременном нагружении внутренним гидростатическим давлением. Скорость нагружения составляла примерно 30 *ат/сек*, продолжительность до момента нагружения ~20 *сек*. Разрушение труб произошло в интервале от 350 до 600 *ат*, такой разброс объясняется, по-видимому, большими колебаниями в свойствах исходного сырья и в технологии.

Среднее значение прочности 475 *ат*, чему соответствует временное сопротивление материала на разрыв в кольцевом направлении около 4750 *кгс/см*². Долговечность образцов определяли при нагрузках, соответствующих глубине скважины 1900, 1700, 1500, 1300 и 1000 *м*. Давление внутри образцов в *м вод. ст.* принималось равным 1,05*H* (*H* — глубина скважины). Растягивающую нагрузку принимали равной (2 + 7) *H*, где 7 *кг/м* — вес 1 *м* трубы и 2 *кг/м* — приведенный к 1 *м* трубной колонны вес электропогружного насоса

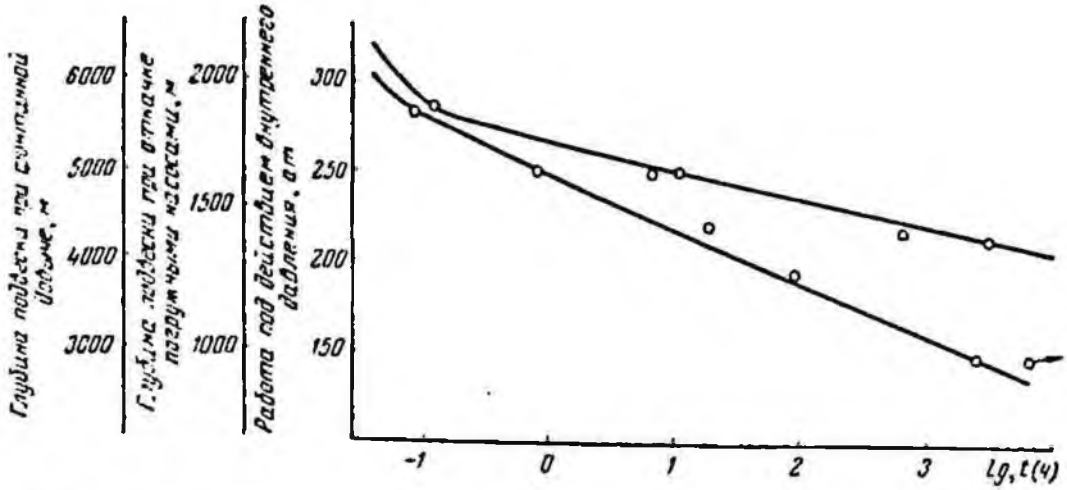


Рис. 82. Зависимость долговечности стеклопластиковых труб от нагрузки (граничные кривые, соответствующие максимальному и минимальному значениям опытных данных)

ЭЦВ10-63 (АНТ-60). На каждом уровне нагружения замеряли до момента разрушения кольцевые и осевые деформации, в том числе относительное смещение металлического ниппеля и стеклопластикового корпуса. Установлено, что жесткость заделки ниппеля в корпусе трубы достаточно велика, так как осевые деформации на участке заделки не превышали упругих деформаций стеклопластика, а ползучесть наблюдали только в момент, предшествующий разрушению.

Характер разрушения для большинства образцов одинаков: обрыв волокон продольной армировки в основании петель в соединительном узле. Лишь три образца разрушились в своей средней части.

Кривая долговечности приведена на рис. 82, из которого видно, что разработанные конструкции могут эксплуатироваться в скважинах глубиной до 1300 *м*. Ожидаемая долговечность в этих условиях составит ~10 лет.

Трубы почти всегда разрушаются в соединительных узлах под действием осевых нагрузок, действующих на волокна продольной армировки. В условиях опыта эта нагрузка равнялась сумме осевой составляющей гидростатического давления и нагрузки от собственного веса агрегата, причем соотношение этих нагрузок составляло 1,5 : 1. Для случая нагружения труб одним внутренним давлением или одним собственным весом их долговечность можно определить той же кривой, но с измененным масштабом по оси ординат, как показано на рис. 82. Приведенные характеристики справедливы для стеклопластиковых труб из испытанного материала, в структуре которого соотношение количества продольных и поперечных волокон равно 1 : 1, а отношение диаметра к толщине стенки составляет примерно 20 : 1. Если верхние звенья трубной колонны выполнить почти полностью из волокон продольной укладки, а нижние, наоборот, из волокон кольцевой намотки, то прочная длина колонны увеличится вдвое.

Разработанные конструкции труб можно применять при высоте подвески в воздухе свыше 4 *км*, а при заполнении затрубного пространства жидкостью еще выше, однако эти рекомендации условны, так как не учитывают изменения температуры

земных недр с увеличением глубины скважины. Влияние температуры сказывается очень резко как на кратковременной, так и на длительной прочности обычных стеклопластиков. Кроме того, характер воздействия на материал внешней среды при высоких температурах и всестороннем давлении совершенно отличается от условий опыта и требует проведения специальных исследований.

Работоспособность стеклопластиковых труб в скважинных условиях проверяли совместно с МИИХиГИ в объединении Куйбышевнефть в скважине глубиной 1550 *м*. 86 опытных образцов общей длиной 235 *м* установили в нижней части трубопровода. На скважины откачивают станком-качалкой сильно обводненную нефть. Содержание воды в откачиваемом продукте 96%, температура около 40° С. Пластовая вода сильно минерализована, содержание солей в ней превышает 200 *г/л*. Показатель концентрации водородных ионов pH = = 5,3 ÷ 6. Каждые 3—6 месяцев колонну труб демонтировали, два образца извлекали для лабораторных исследований. Цель исследований состояла в определении воздействия рабочей среды на материал. Для этого контролировали прочность образцов на растяжение. В течение 1 года эксплуатации изменения прочности не наблюдали. На стеклопластиковых трубах совершенно не откладывается минеральный осадок и трубопровод не нуждается в очистке.

На Ставропольском нефтяном месторождении на выкидной линии скважины № 126 испытывали стеклопластиковые насосно-компрессорные трубы диаметром $2^1/_2$", разработанные в ВНИИПТУглемаше.

Продукция скважины является характерной для района и содержит более 70% сильно минерализованной пластовой воды. Содержание минеральных солей, растворенных в воде, превышает 100 *г/л*, температура на устье скважины 80° С. На внутренней поверхности стальных труб быстро откладывается минеральный осадок со скоростью около 2 *мм* в месяц. Вместе с продуктами коррозии он образует плотную корку, очень плохо поддающуюся механическим или химическим способам очистки. В результате примерно за 2 года эксплуатации внутреннее сечение стальных труб полностью закупоривается, трубы демонтируют и отправляют в металлолом. Стеклопластиковые трубы после двух лет эксплуатации не имеют на внутренней поверхности следов минерального осадка или коррозии. Таким образом, применение стеклопластиковых труб значительно увеличивает дебит скважины и снижает расход электроэнергии при добыче погружными электронасосами и искусственном фонтанировании.

Стеклопластиковые трубы, разработанные в ВНИИПТУглемаше, отличаются высокой прочностью, легки, коррозионностойки, обладают низкой теплопроводностью и не принимают с внутренней поверхности минерального осадка. Применение таких труб при химических методах добычи весьма перспективно.

Глава XI

Обеспечение безопасности открытых горных работ при повторной и совместной разработке месторождений[1]

§ 1. Изыскание эффективных и безопасных способов обнаружения подземных пустот

Анализ существующего способа обнаружения пустот. В местах неполной съемки, в зонах предполагаемых пустот местоположение и контуры подземных выработок устанавливают буровой разведкой. Границы указанных зон в плане определяют следующими способами:

1) по результатам анализа имеющейся в наличии маркшейдерской документации. Так, 9-й штрек на совмещенном плане гор. +215 *м* прослеживается не полностью; на вертикальной проекции горных работ по жиле 108 орта и разрезах по линии проектирования этой жилы участок штрека, обозначенный пунктиром, не отмечен; предлагаемые границы штрека на этом участке могут быть определены путем обычной интерполяции (рис. 83);

2) по расположению воронок провалов. На совмещенном плане гор. +205 *м* и гор +42 *м* (рис. 84) подземные выработки в районе въездной траншеи не обозначены, однако образовавшиеся в этом районе провалы свидетельствуют о том, что в данном районе выше гор. +42 *м* существуют старые очистные работы, которые маркшейдерская документация не отражает; о наличии очистных работ в этаже гор. 72—57 *м* можно судить по имеющейся маркшейдерской документации, которая подтверждает возможность существования пустот в указанном районе гор. +42 *м* и позволяет вывести контуры предполагаемых пустот;

3) по расположению рудных тел. При первичной подземной разработке месторождения вынимали лишь богатые жильные и пластово-штокверковые руды, поэтому старые выработки располагаются, как правило, в рудоносных песчаниках, в основном в районах отработанных жил и штокверков; зная место расположения жил и рудных тел, можно установить границы опасных зон (рис. 85);

4) по выходам старых выработок на поверхность уступа. При ведении открытых работ имеют место случаи, когда старые выработки выходят на поверхности площадок и откосов рабочих уступов; открывшиеся выработки позволяют судить о наличии пустот в том или ином районе.

Буровые работы по определению места расположения и границ пустот ведут по специальным проектам. Сет-

[1] Глава XI и § 2 главы XII написаны совместно с П. А. Атамасем.

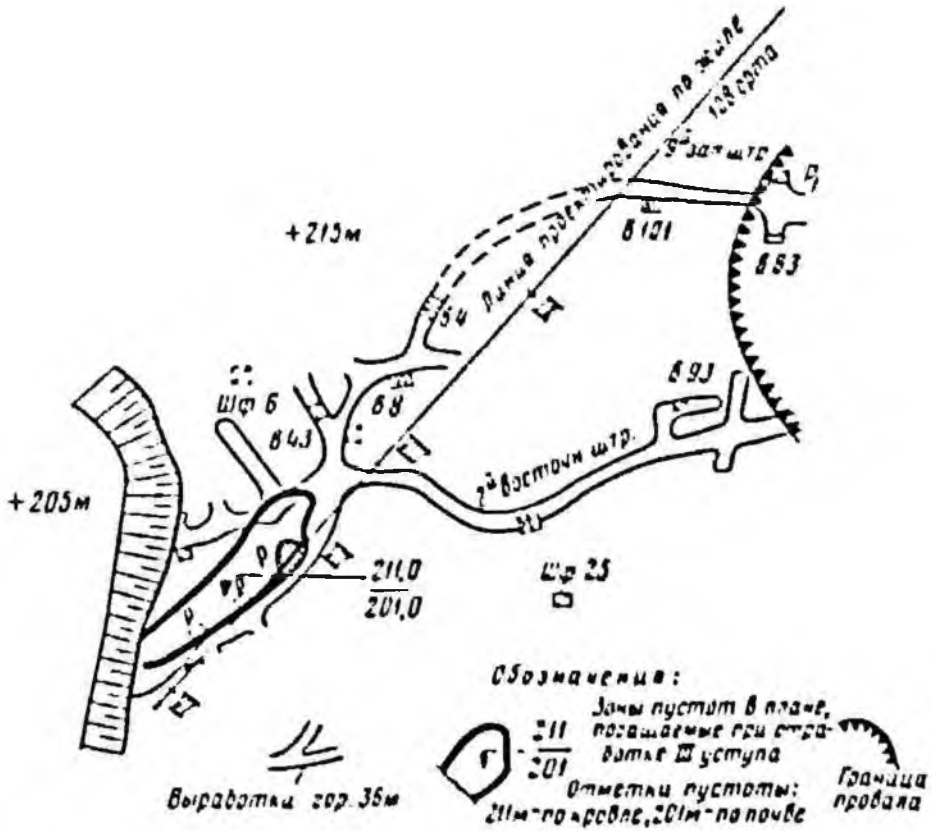


Рис. 83. Определение предполагаемых контуров выработок методом интерполяции на Никитовском руднике

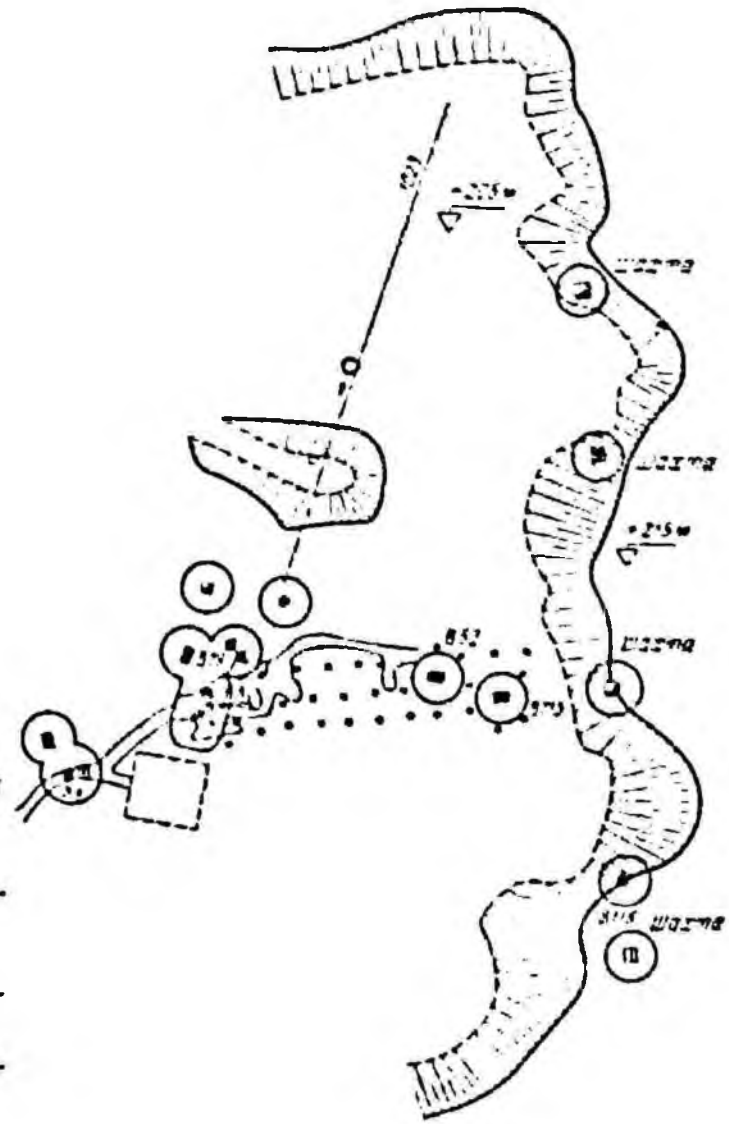


Рис. 84. Определение предполагаемых границ пустот по расположению воронок провала

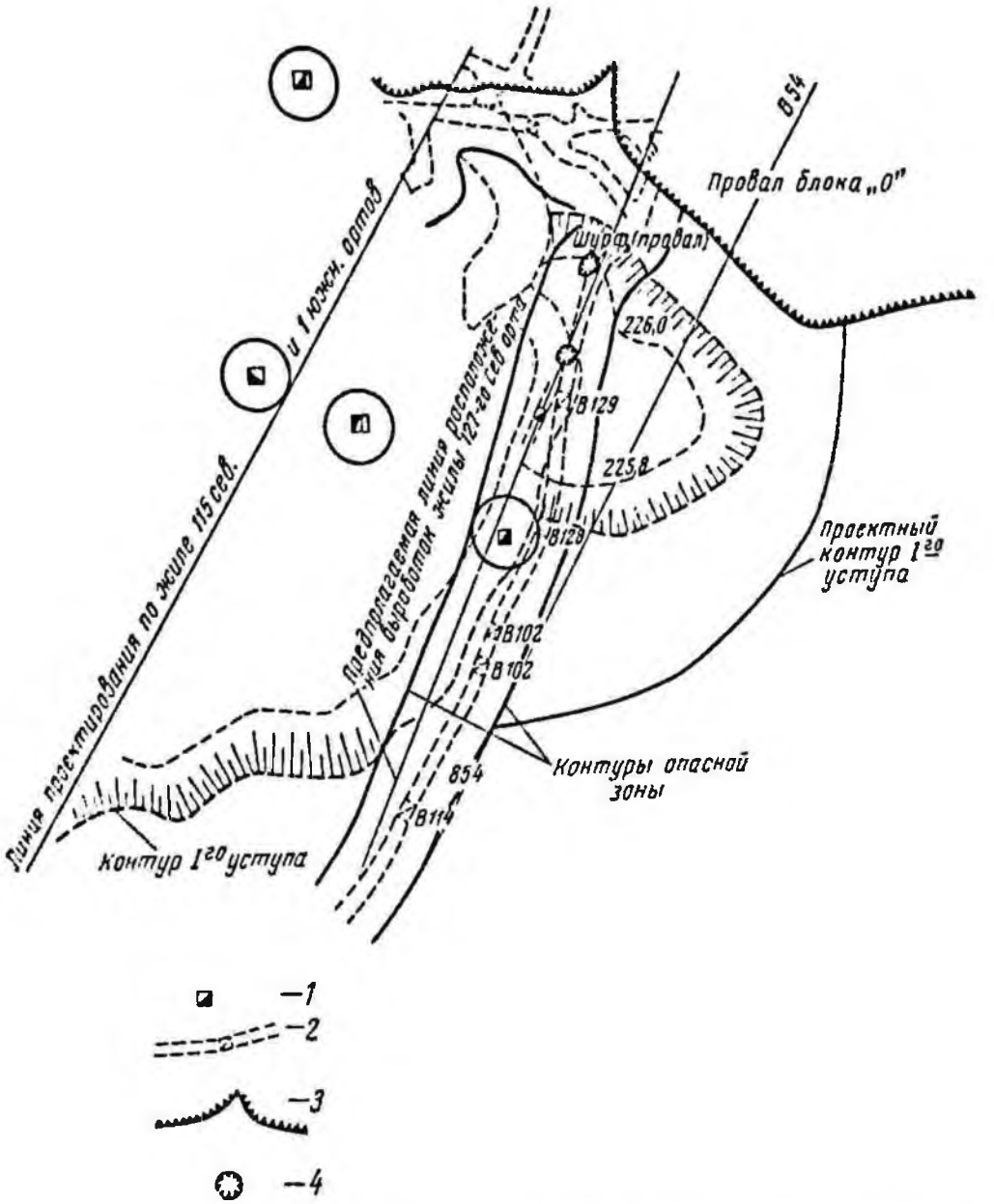


Рис. 85. Определение предполагаемых границ опасных зон по расположению рудных тел:
1 — вертикальная выработка, выходящая на поверхность; 2 — выработка в плане; 3 — контур провала блока «О»; 4 — отдельные провалы

ка расположения скважин должна соответствовать размерам камер, принятых при подземной разработке, с таким расчетом, чтобы все очистные выработки были зарегистрированы буровыми скважинами с достаточной точностью. Наиболее часто применяемая сетка разведочных скважин 6 × × 6 м при глубине их до 20 м. При подходе фронта работ к разведанной зоне эти скважины используют в качестве эксплуатационных. С целью более полного использования разве-

лочных скважин в качестве эксплуатационных их бурят поблочно в объеме, необходимом для одного массового взрыва. Коэффициент использования общего метража разведочных скважин составляет 0,7—0,8. Примером обнаружения выработок буровым способом могут служить горизонтальные горные выработки в районе шурфа № 201 на третьем уступе карьера «Западный». Указанные выработки не обозначены на маркшейдерских планах и разрезах и их контуры установлены в процессе разведочного бурения.

Недостатки бурового способа обнаружения пустот заключаются в опасности провала в пустоты буровых станков и людей; больших затратах на буровые работы (стоимость 1 *м* скважины составляет 1,5—2,5 руб.); низкой точности оконтуривания пустот; подготовительные выработки могут остаться вообще не отмеченными буровой разведкой, применение же более густой сетки скважин (меньшее 6×6 *м*) приводит к резкому удорожанию разведочных работ.

Повышение безопасности открытых работ при повторной разведке требует скорейшего изыскания простых и надежных способов обнаружения и оконтуривания подземных пустот. Создание специальных приборов, позволяющих обнаруживать пустоты, требует больших затрат труда, времени и средств. Вместе с тем разность физических свойств на границе пустот и вмещающих песчаников указывает на возможность обнаружения подземных пустот методами геофизики. Однако необходимость определения выработок размером 1,5 × 2 *м* до глубины 10—15 *м* ставила под сомнение разрешающую возможность геофизических методов, применяемых для поисков более крупных объектов.

Магнитометрические измерения. Почти все пустоты расположены в рудоносных песчаниках. Отсутствие ферромагнитных минералов в составе рудовмещающих песчаников обусловливает их практическую намагниченность. Величина магнитной восприимчивости песчаников, замеренная прибором ИМВ-2 на 62 образцах, лежит в пределах (5—15) 10^{-6} CGSM.

Существует давно установившееся мнение, что небольшие полости в слабомагнитных или практически немагнитных породах не сказываются на наблюдаемом с поверхности магнитном поле. Это обосновывалось отсутствием заметного влияния рельефа при съемке слабомагнитных пород.

Нами установлено, что даже незначительные по размерам пустоты в практически немагнитных песчаниках характеризуются четко выраженными отрицательными аномалиями. Например, горизонтальные выработки сечением 1,5 × 2 *м* на глубине 10 *м* дают аномалию $\Delta z = 35$ *гамм*, а выработки сечением 2 × 3 *м* на той же глубине дают аномалию в 70 *гамм*. Метод опробовали вначале над известными, а затем над неизвестными пустотами в условиях сложного рельефа карьеров «Западный» и «Черная Курганка». При этом оказалось, что рельеф не оказывает заметного влияния на магнитное поле.

Возможность регистрации горизонтальных выработок сечением 2 × 3 *м* на глубинах свыше 20 *м* нельзя объяснить только величиной избыточного намагничивания. Природа значительных по величине аномалий над пустотами указанного размера в породах с магнитной восприимчивостью (5—15) 10^{-6} CGSM пока не выяснена.

Приращение вертикальной составляющей магнитного поля над пустотой определяется четкой отрицательной аномалией (кривая на рис. 86),

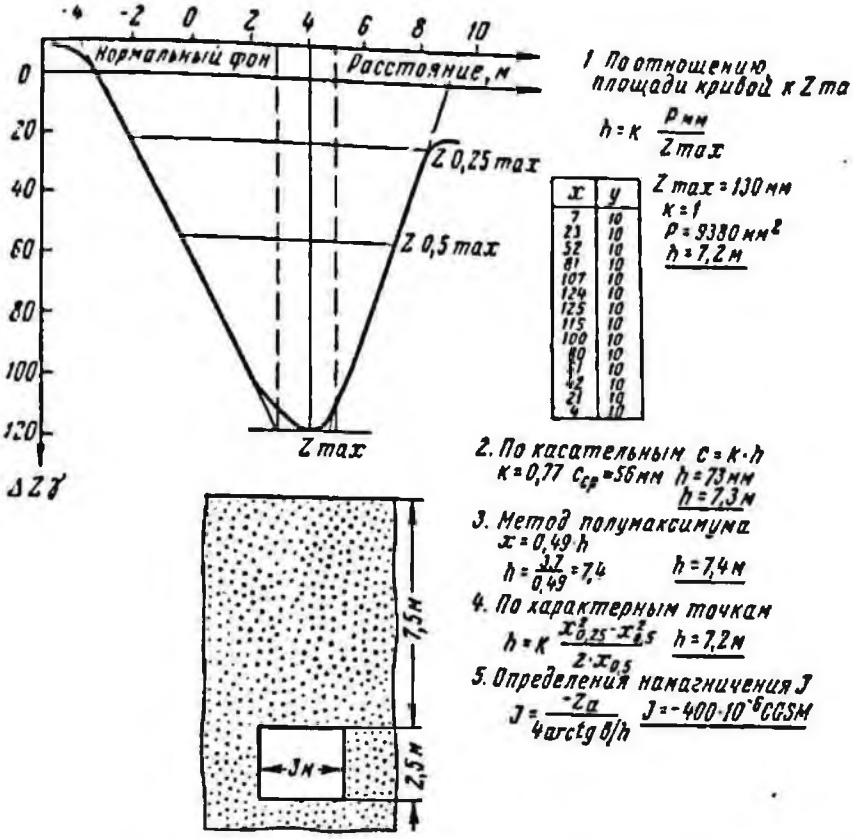


Рис. 86. Пример магнитной аномалии над подземной горизонтальной выработкой (намагничивание принимается вертикальное)

снятой над выработкой на глубине 5,7 *м*.

Методика и техника работ. Съемку проводили с разбивкой площади маршрутными профилями вкрест простирания предполагаемых выработок или жильных зон. Расстояние между профилями 4—6 *м*, каждая выработка была подсечена не менее 3—4 раз, шаг съемки 2 *м*.

Магниторазведка проведена прибором М-2 при цене деления 25 *гамм*. Работать с меньшей ценой деления в условиях действующего карьера невозможно, так как шкала прибора постоянно движется, что вносит дополнительную погрешность в отсчет.

Аномалии Δz над выработками изменились от 30 до 100 *гамм*. Для регистрации аномалий в 30 *гамм* необходимо, чтобы средняя квадратичная ошибка съемки была не более 7 *гамм*. Разность значений рядового и контрольного наблюдений не должна превышать трех величин средней квадратичной ошибки, т. е. 20 *гамм*.

Высокая точность съемки достигалась сокращением времени между замерами на контрольном пункте и доведением температурного коэффициента до минимума. Изменение нуль-пункта контролировали несколько раз в течение рабочего дня. Время между замерами на контрольном пункте (КП) выбиралось таким, чтобы изменение нуль-пункта за этот промежуток времени не превышало 0,3—0,4 деления при чувствительности 25 *гамм*. При большей разности за-

дочных скважин в качестве эксплуатационных их бурят поблочно в объеме, необходимом для одного массового взрыва. Коэффициент использования общего метража разведочных скважин составляет 0,7—0,8. Примером обнаружения выработок буровым способом могут служить горизонтальные горные выработки в районе шурфа № 201 на третьем уступе карьера «Западный». Указанные выработки по обозначены на маркшейдерских планах и разрезах и их контуры установлены в процессе разведочного бурения.

Недостатки бурового способа обнаружения пустот заключаются в опасности провала в пустоты буровых станков и людей; больших затратах на буровые работы (стоимость 1 *м* скважины составляет 1,5—2,5 руб.); низкой точности оконтуривания пустот; подготовительные выработки могут остаться вообще не отмеченными буровой разведкой, применение же более густой сетки скважин (меньшее 6×6 *м*) приводит к резкому удорожанию разведочных работ.

Повышение безопасности открытых работ при повторной разведке требует скорейшего изыскания простых и надежных способов обнаружения и оконтуривания подземных пустот. Создание специальных приборов, позволяющих обнаруживать пустоты, требует больших затрат труда, времени и средств. Вместе с тем разность физических свойств на границе пустот и вмещающих песчаников указывает на возможность обнаружения подземных пустот методами геофизики. Однако необходимость определения выработок размером 1,5 × 2 *м* до глубины 10—15 *м* ставила под сомнение разрешающую возможность геофизических методов, применяемых для поисков более крупных объектов.

Магнитометрические измерения. Почти все пустоты расположены в рудоносных песчаниках. Отсутствие ферромагнитных минералов в составе рудовмещающих песчаников обусловливает их практическую намагниченность. Величина магнитной восприимчивости песчаников, замеренная прибором ПМВ-2 на 62 образцах, лежит в пределах (5—15) 10^{-6} CGSM.

Существует давно установившееся мнение, что небольшие полости в слабомагнитных или практически немагнитных породах не сказываются на наблюдаемом с поверхности магнитном поле. Это обосновывалось отсутствием заметного влияния рельефа при съемке слабомагнитных пород.

Нами установлено, что даже незначительные по размерам пустоты в практически немагнитных песчаниках характеризуются четко выраженными отрицательными аномалиями. Например, горизонтальные выработки сечением 1,5 × 2 *м* на глубине 10 *м* дают аномалию $\Delta z = 35$ *гамм*, а выработки сечением 2 × 3 *м* на той же глубине дают аномалию в 70 *гамм*. Метод опробовали вначале над известными, а затем над неизвестными пустотами в условиях сложного рельефа карьеров «Западный» и «Черная Курганка». При этом оказалось, что рельеф не оказывает заметного влияния на магнитное поле.

Возможность регистрации горизонтальных выработок сечением 2 × 3 *м* на глубинах свыше 20 *м* нельзя объяснить только величиной избыточного намагничивания. Природа значительных по величине аномалий над пустотами указанного размера в породах с магнитной восприимчивостью (5—15) 10^{-6} CGSM пока не выяснена.

Приращение вертикальной составляющей магнитного поля над пустотой определяется четкой отрицательной аномалией (кривая на рис. 86),

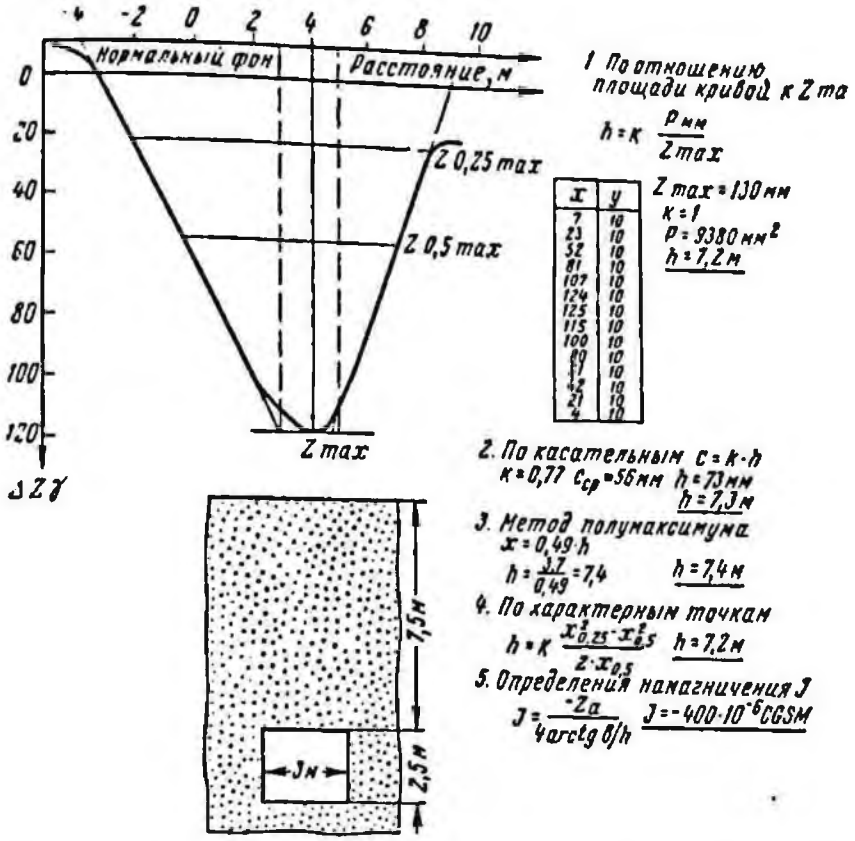


Рис. 86. Пример магнитной аномалии над подземной горизонтальной выработкой (намагничивание принимается вертикальное)

спятой над выработкой на глубине 5,7 *м*.

Методика и техника работ. Съемку проводили с разбивкой площади маршрутными профилями вкрест простирания предполагаемых выработок или жильных зон. Расстояние между профилями 4—6 *м*, каждая выработка была подсечена не менее 3—4 раз, шаг съемки 2 *м*.

Магниторазведка проведена прибором М-2 при цене деления 25 *гамм*. Работать с меньшей ценой деления в условиях действующего карьера невозможно, так как шкала прибора постоянно движется, что вносит дополнительную погрешность в отсчет.

Аномалии Δz над выработками изменились от 30 до 100 *гамм*. Для регистрации аномалий в 30 *гамм* необходимо, чтобы средняя квадратичная ошибка съемки была не более 7 *гамм*. Разность значений рядового и контрольного наблюдений не должна превышать трех величин средней квадратичной ошибки, т. е. 20 *гамм*.

Высокая точность съемки достигалась сокращением времени между замерами на контрольном пункте и доведением температурного коэффициента до минимума. Изменение нуль-пункта контролировали несколько раз в течение рабочего дня. Время между замерами на контрольном пункте (КП) выбиралось таким, чтобы изменение нуль-пункта за этот промежуток времени не превышало 0,3—0,4 деления при чувствительности 25 *гамм*. При большей разности за-

меров результаты съемки требуют повторной проверки. Время между замерами на КП выбирали в зависимости не только от стабильности работы прибора, но и с учетом изменения температуры во время рабочего дня. На каждой точке брали не меньше четырех отсчетов при ориентировках системы на запад и восток. Разница отсчетов при этом не превышала одного деления, разброс при посадке системы составил 0,2 деления.

Наблюдения привязывали к одной или двум топографическим точкам, расположенным на участке съемки. Опытные геофизические работы по обнаружению пустот осуществляли предварительной разведкой рекогносцировочными профилями. Такая привязка наблюдений позволяла наносить на план результаты съемки с достаточной для предварительной разведки точностью. При площадной геофизической съемке должны выноситься на местности все угловые точки участка.

Обработка магнитометрических измерений. Приращения вертикальной составляющей магнитного поля вычисляли с учетом линейного изменения нуль-пункта между замерами на КП. Больших суточных вариаций в период съемок не было, поэтому результаты измерений обрабатывали без учета вариационных кривых. В годы повышенной активности необходимо учитывать суточные вариации, так как по величине Δz они могут во много раз превосходить аномалии от пустот.

Δz вычисляется в полевом журнале. По вычисленным значениям составляют планы графиков в масштабах 1 : 100 или 1 : 200, графики контрольных наблюдений, кривые для количественной интерпретации.

Точность съемки оценивали величиной средней квадратичной ошибки, вычисленной по результатам независимых контрольных измерений на одних и тех же пунктах и не превышающей ± 7 *гамм*.

Контрольные наблюдения выполнены в объеме 10%. Воспроизводимость съемки в условиях действующего карьера показана на рис. 87.

Гравиметрические измерения. Большая разность между плотностью горных пород $\gamma = 2{,}7$ *г/см*^{3} и находящихся в них пустот позволила применить гравиметрическую съемку прибором ГАК-ПТ по профилям магнитометрических наблюдений.

Для выявления аномалий от подготовительных выработок необходима съемка высокой точности. Использование гравиметров последней конструкции ГАК-4Б, ГАК-ПТ и других обеспечивает точность наблюдений 0,02—0,05 *мгл*.

Методика и техника работ. По палеткам К. Ф. Тяпкина рассчитана ширина гравитационных аномалий для выработок сечением 2 × 2 и 4 × 4 *м*, для глубин 2 и 4 *м*. При Δg свыше 0,05 *мгл* ширина аномалий лежит в пределах от 5 до 10 *м*. Наиболее рациональный шаг съемки для таких аномалий 2 *м*. На каждой точке брали не меньше трех отсчетов. Разница в отсчетах не превышала 0,009 деления.

Для достижения высокой точности проверили три методики съемки:

1) с двойным повторением всех рядовых пунктов наблюдения (рис. 88, *а*). Средняя квадратичная погрешность съемки при возвращении на опорный пункт через 50—60 *мин* составляет $\pm 0{,}085$ *мгл*;

2) съемка с повторением 50% всех рядовых пунктов наблюдения (рис. 88, *б*) дают среднюю квадратичную погрешность $\pm 0{,}095$ *мгл* с возвращением на опорный пункт через 50—60 *мин*;

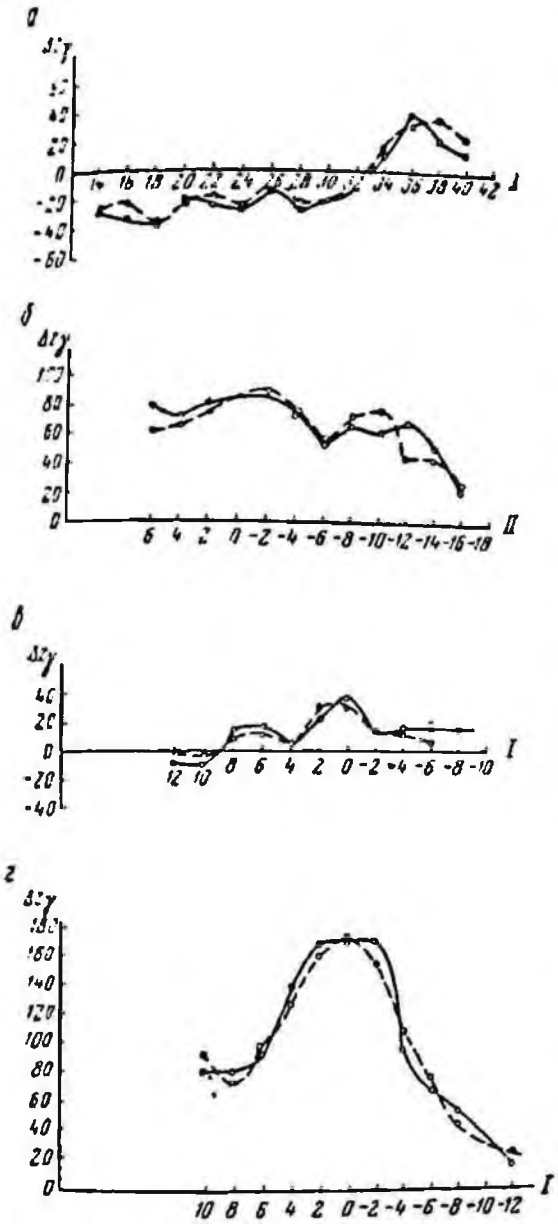


Рис. 87. Воспроизводимость магнитометрической съемки:

а — жила № 130 (контрольный ход спустя 4 ч); б — выработка 4—3 (контрольный ход спустя 5 суток); в — выработка 9—10 (контрольный ход спустя 7 ч); г — выработка 4—3 (контрольный ход через 5 суток)

3) то же, с повторением 30% пунктов наблюдения дает погрешность ±0,095 ÷ 0,1 *мгл* (рис. 88, *в*, *г*).

Значительная ошибка по этим методикам объясняется большой величиной изменения нуль-пункта во времени в основном из-за резкого изменения температуры. Для получения высокой точности гравиметрической съемки с данным прибором нельзя в течение 1 *ч* принимать изменение нуль-пункта за линейное.

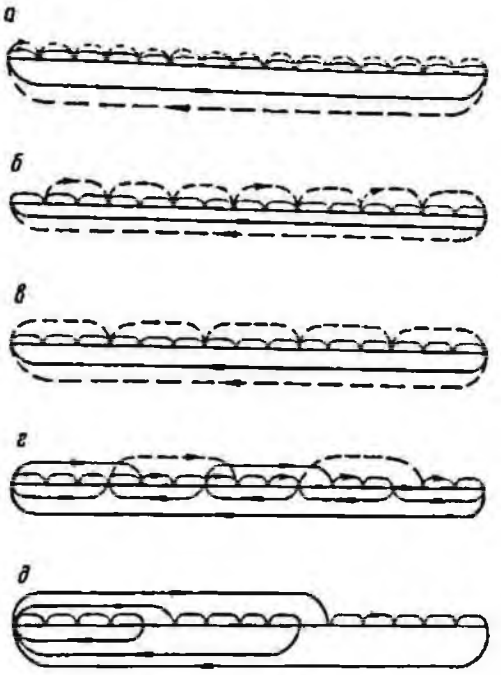


Рис. 88. Схемы маршрутов гравиметрической съемки

Величина ошибки в зависимости от времени между наблюдениями на опорном пункте (в июле месяце) изображена на рис. 89. Отрезки *1* и *2*, выраженные в делениях шкалы гравиметра и умноженные на цену одного деления (в данном случае 4,40 *мгл*), соответствуют погрешности в миллигалах при одно- и двухчасовой длине рейса. Для примера взята кривая изменения нуль-пункта, полученная во время рабочего дня 1 июля 1964 г. Если изменение нуль-пункта принять прямолинейным, то ошибка в значениях, полученных в середине рейса, достигла бы следующих величин в зависимости от длины рейса: в тече-

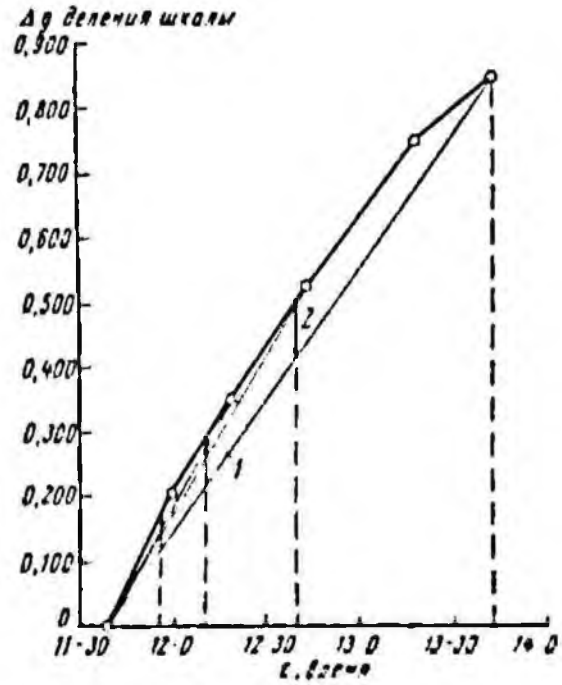


Рис. 89. График смещения нуль-пункта гравиметра во времени

ние 2 *ч* — 0,374 *мгл*; 1 *ч* — 0,176; 30 *мин* — 0,08 *мгл* и 15 *мин* — 0,04 *мгл*.

Таким образом, погрешность измерений прямо пропорциональна времени между замерами на контрольном пункте.

Наиболее эффективной оказалась методика одноразовой съемки с повторением опорного пункта через каждые пять рядовых наблюдений, т. е. через каждые 15—20 *мин*. Эта методика в тихую безветренную погоду обеспечивает точность съемки ±(0,05 ÷ 0,06) *мгл*. Добиться большей точности при работе в карьере машин практически невозможно.

Если съемку проводят на большой площади, со значительным уклоном или холмистостью, необходимо вводить поправку на рельеф способом, разработанным Е. А. Мудреновой.

Для повышения точности гравиметрической съемки необходимо: прикрывать уровни прибора от прямых лучей солнца чехлами или применять зонт; не замерять при сильном ветре без специальных приспособлений; сокращать время между замерами на КП; наблюдения проводить по сети с закрепленными на местности пунктами наблюдений.

Обработка гравиметрических измерений. Обработка результатов гравиметрической съемки со 100, 50 и 30%-ным повторением рядовых пунктов наблюдения описана в литературе. Рекомендуемая методика одноразовой съемки с возвращением на контрольный пункт через 15—20 *мин* отличается от вышеуказанных методик тем, что поправка за изменение нуль-пункта для каждого наблюдения берется с графика соответственно времени замера на данной точке. График составляется по наблюдениям на контрольном пункте (см. рис. 89).

По вычисленным значениям силы тяжести составляли планы графиков в масштабе 1 : 100 или 1 : 200. Точность съемки оценивали средней квадратичной ошибкой ±0,06 *мгл*.

Определение границ подземных пустот по результатам гравимагнитной съемки. Все пустоты на Никитовском ртутном месторождении регистрируют отрицательными или положительными аномалиями Δz в зависимости от того, находятся в них металлические предметы или нет. Породы, слагающие месторождение, не имеют магнитных включений, поэтому магнитные аномалии расшифровываются однозначно.

Гравимагнитные аномалии над выработками имеют вид плавных кривых и могут быть проинтерпретированы известными способами. Для интерпретации графики строили в масштабе, наиболее отчетливо характеризующем особенности поля.

При интерпретации намагничение горных пород принимали вертикальным. Результаты полученной интерпретации отличаются от истинных параметров пустоты подземной выработки на 15—20%.

В условиях многоярусного расположения пустот, когда по данным магнитометрии нельзя дать точных размеров лежащей у поверхности выработки, метод гравиметрии оказывается очень эффективным. На результаты гравиметрической съемки пустоты нижнего горизонта не оказывают заметного влияния. Это обстоятельство помогает правильно расшифровать аномалии Δz и определить размеры верхней выработки количественной интерпретацией кривых Δg. При этом можно пользоваться способами, предложенными для магнитных аномалий, так как все однородно намагниченные тела создают во внешнем пространстве магнитные напряжения, пропорциональные градиентам гравитационного поля тех же действующих тел.

При количественной интерпретации кривых, полученных в результате съемки пустот малых размеров, необходимо принимать во внимание отношение линейной ошибки измерений к величине аномалии. Если величина линейной ошибки измерения достигает 20% и иногда более, то результаты не могут считаться достоверными.

Время, затрачиваемое на интерпретацию, а также ошибки в вычислениях размеров пустот намного уменьшаются с применением вычислительных машин. Вопросы программирования для определения элементов залегания геологических объектов по гравимагнитным наблюдениям решаются методом скорейшего спуска, предложенным Е. Г. Булахом, или методом аппроксимирования кривых Δz и Δg рациональной дробью, предложенным С. В. Шалаевым.

Электрометрические измерения. Электрическое сопротивление пустот подземных выработок, не заполненных водой или породами обвалившейся кровли, теоретически бесконечно велико. Пустоты, заполненные влажными рыхлыми породами или водой, напротив, являются хорошими проводниками по сравнению с кварцевыми песчаниками, в которых эти пустоты располагаются.

Принципиальная возможность обнаружения пустот подземных выработок в условиях карьеров Никитовского ртутного месторождения методом электроразведки проверена при работе как постоянным, так и переменным током низкой частоты.

В результате перебура скважин породы верхней части нижележащего уступа оказываются раздробленными. Это упрощает проведение электрометрических работ в карьере, так как позволяет пользоваться обыкновенными стержневыми электродами.

Первые электрометрические работы в карьерах провели электрическим потенциометром ЭП-1. Предполагали провести съемку методом срединного градиента и методом комбинированного профилирования. Карьеры расположены в промышленных районах, поэтому проведение электрометрии методом постоянного тока оказалось невозможным. Использование пульсатора не исключило помех полностью. Погрешность съемки намного превышала ожидаемый аномальный эффект от подземных выработок.

Для выявления пустот также применили измеритель заземления МС-07 На показания этого прибора совершенно не влияют промышленные токи, но для поиска пустот данного месторождения, рудоносные песча-

ники которого имеют сопротивление свыше 2000 *ом*, прибор МС-07 оказался непригодным.

Электроразведка переменным током низких частот проведена аппаратурой АНЧ-1 (аппаратурой низких частот). Для подготовительных выработок наиболее эффективной оказалась методика срединного градиента. Для обнаружения крупных отработанных участков можно применить метод симметрического профилирования.

Аппаратура низкой частоты позволяет вести наблюдения с высокой производительностью благодаря ряду преимуществ этой аппаратуры:

1) исключается процесс компенсации э. д. с. поляризации приемных электродов;

2) отпадает необходимость одновременного включения питающих и прямых линий, что позволяет силу тока и разность потенциалов измерять раздельно;

3) высокая чувствительность измерительного устройства позволяет вести полевые наблюдения на большой площади при одном положении питающей линии.

По инструкции при малых линиях *AB* наблюдения должны проводиться по методу срединного градиента на планшетах, расположенных за пределами питающей линии. Однако на уступах карьера нельзя вести съемку за пределами питающей линии по той причине, что участки съемки ограничены по площади. Съемка при малых разносах *AB* должна проводиться в центре питающей линии на участке, не превышающем 30—40% *AB*, так как при приближении к питающему электроду на 25—30 *м* наблюдается сильное искажение $\rho_к$. Очевидно, что при $AB = 100$ *м* съемку можно проводить в пределах питающей линии на расстоянии по профилю не более 40 *м*.

Возможность обнаружения малых выработок по методу срединного градиента зависит в основном от правильного выбора величины *MN*. Поэтому перед съемкой какой-либо выработки, глубина расположения и размеры которой неизвестны, необходимо предварительно выбрать расстояние *MN* на одном из профилей.

Техника электрометрических измерений. Съемку с помощью аппаратуры низкой частоты по методу срединного градиента производили в следующем порядке.

1. Протягивали линию *AB* вкрест простирания выработок или рудной зоны.

2. Вблизи одного из питающих электродов устанавливали генератор на треноге или резиновом коврике с целью надежной изоляции от земли. Генератор питали от батареи напряжением от 30 до 300 *в*.

3. Перед началом работ проверяли исправность аппаратуры и идентичность шкал милливольтметра и генератора. Расхождение между отсчетами по стрелочным приборам милливольтметров и генератора не превышало ±2% верхнего значения шкалы на всех пределах измерения.

4. С помощью генератора силу тока в питающей линии подбирали так, чтобы отношение пересчетного коэффициента было по возможности простым числом, однако при выборе силы тока в первую очередь руководствовались достаточной точностью измерений.

5. Разность потенциалов измеряли одним или двумя ламповыми милливольтметрами при одном положении питающей линии. Во время измерений не касались руками корпуса приборов во избежание утечки токов, создающей большие помехи.

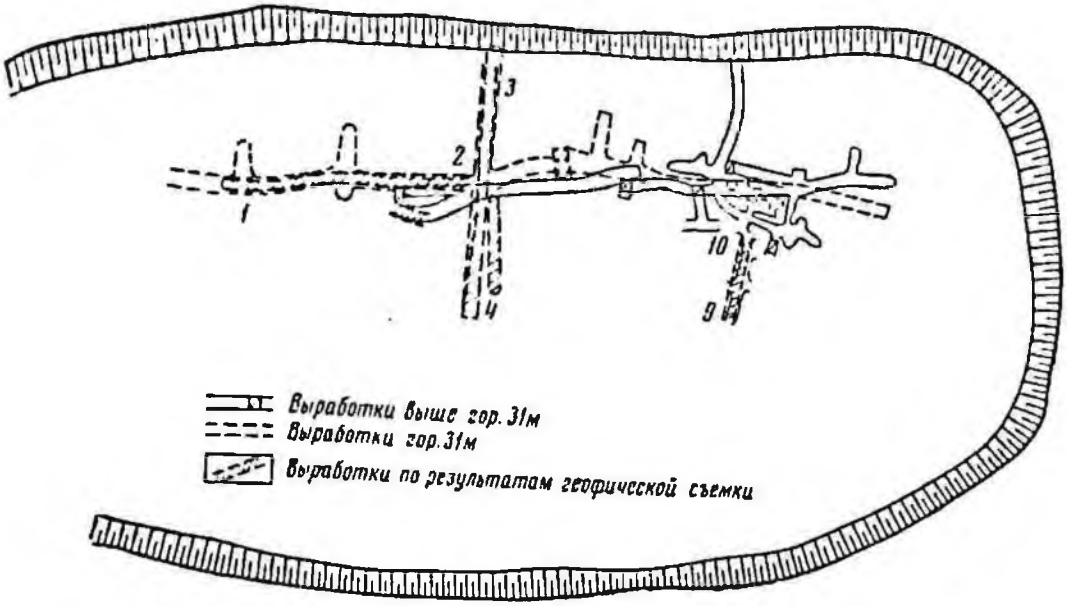


Рис. 90. План расположения старых выработок на карьере «Черная Курганка»

Опыт обнаружения пустот геофизическими методами. Карьер «Черная Курганка» расположен в 5 *км* западнее шахты № 2-бис. Горноэксплуатационные работы на карьере прекращены. План расположения старых выработок в карьере изображен на рис. 90. Над выработками 3—4, 9—10, 1—2 провели геофизические работы методами магнитометрии и гравиметрии. На участке выработки 3—4 проведена также электрометрия. Съемку проводили по профилям вкрест простирания выработок с пунктами наблюдения через 2 *м* и детализацией до 1 *м*. Каждая выработка подсечена тремя—пятью профилями.

На рис. 91 Δz (для выработки 3—4) прослеживаются две положительные магнитные аномалии интенсивностью порядка 300—700 *гамм*. Аномалия слева прослеживается по пикетам 0—4, соответствует известной выработке гор. 31 *м* (26 *м* от поверхности). Гравиметрическая съемка *V* профиля данную выработку не регистрирует из-за значительной глубины ее расположения.

Вторая аномалия на рис. 91 справа, прослеживаемая по пикетам (—8)—(—10) на профилях *I*—*IV*, обусловливается выработкой, расположенной близко у поверхности. На близкое расположение к поверхности данной выработки указывает большой градиент магнитного поля (на расстоянии 2—3 *м* Δz изменяется от ± 739 до 50 *гамм*). Значительные положительные аномалии объясняются присутствием в выработке железа. Выработка отмечена также гравиметрической аномалией, наблюдаемой на профиле *IV* по пикетам (—4)—(—8).

Данные выработки, обнаруженные гравиметрической и магнитной съемками, были сняты электрометрическим методом срединного градиента при разносах $AB = 100$ *м*; $MN = 1, 2, 4$ и 10 *м*. При $MN = 1$ и 2 *м* выработки не регистрируются, так как поверхностные неоднородности оказываются бо́льшими по величине $\rho_к$, чем аномалии от выработок.

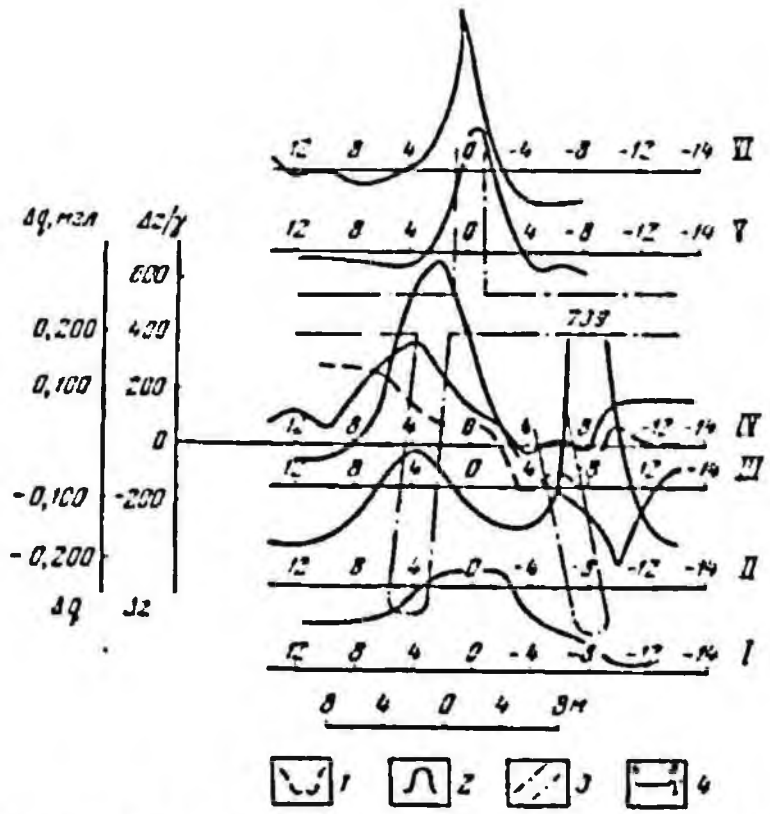


Рис. 91. Проявление подземных выработок 3—4 магнитной и гравиметрической съемками:

1 — кривая Δg; 2 — кривая Δz; 3 — контуры подземных выработок; 4 — профили и пикеты наблюдений

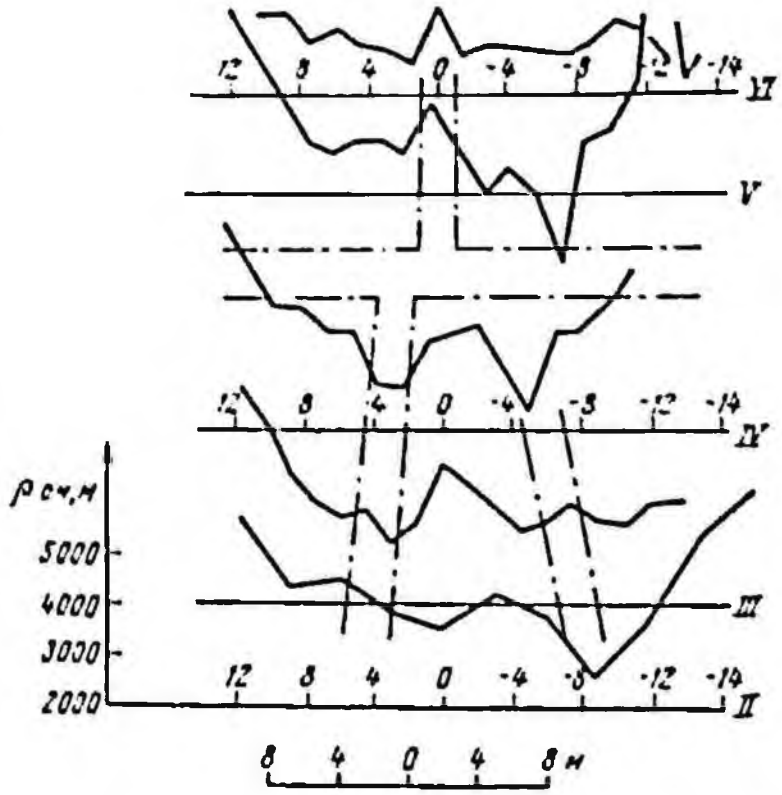


Рис. 92. Результаты съемки над выработками 3—4 методом срединного градиента при $AB = 100$ м; $MN = 4$ м

При $MN = 10$ *м* эти выработки также не регистрируются: расстояние между точками наблюдений оказывается соизмеримым с шириной аномалии $\rho_к$. При $MN = 4$ *м* выработки отчетливо фиксируются на графиках $\rho_к$ отрицательными или положительными аномалиями в зависимости от того, расположены они соответственно ниже или выше уровня воды (рис. 92), который в данном случае определяется по шахтному стволу. Забутованные выработки, простоявшие длительное время, также могут отличаться отрицательными аномалиями.

Действующий карьер «Западный» расположен в 1 *км* на запад от шахты № 2-бис. Геофизические съемки в карьере вели на пяти участках.

Участок № 1 размером 40 × 30 *м* расположен в юго-западном углу карьера над жилой № 130. Подземные горные выработки расположены на различных горизонтах и по данным маркшейдерской документации имеют различную форму и размеры сечения. Магнитометрическая съемка выделяет жилу общим аномальным прогибом 70 *гамм*. На фоне общей аномалии можно выделить небольшие по величине частные аномалии, обусловленные выработками верхнего горизонта (рис. 93). Однако эти аномалии расплывчаты и не могут характеризовать параметры расположенных у поверхности горных выработок.

Так как наибольшую опасность для работы и передвижения людей представляют пустоты, лежащие у поверхности, то большое значение в таких условиях имеет гравиметрическая съемка, на результаты которой почти не влияют пустоты нижних горизонтов. В районе жилы № 130 регистрируются две четкие гравиметрические аномалии величиной Δg до 0,250 *мгл*, характеризующие две горизонтальные выработки примерно равной величины (шириной около 3,5 *м*). К югу расстояние между выработками уменьшается и на профиле *IV* наблюдается лишь одна аномалия. На профиле *V*, пройденном посередине дороги, аномалия не отмечена, следовательно, выработка отсутствует. Сопряжение выработок на местности отмечается небольшим оседанием пород.

При съемке на результаты магнитометрических наблюдений оказывали влияние пустоты нескольких горизонтов, что затрудняло расшифровку кривых. Пустота была обнаружена в результате применения комплекса методов из магниторазведки и гравиразведки.

Геофизическая съемка на участке № 2, проведенная с целью обнаружения пустот, не дала каких-либо результатов. Влияние металлических опор ЛЭП, бурового станка, трансформатора, расположенных в 15—20 *м*, и движущихся механизмов, находящихся в 100 *м* от участка съемки, оказалось таким, что выделить магнитные аномалии от выработок не представлялось возможным. Гравиметрическая съемка оказалась также малоэффективной в условиях осложненного отвалами рельефа. Для вычисления результатов гравиметрической съемки на площадке, колебания рельефа которой превышают 0,2 *м* на 1 *м* длины, необходимо учитывать поправки на рельеф, вычисленные с большой точностью по способу Е. А. Мудреповой или по палеткам Лукавченко.

Съемка на участке № 3 (рис. 94) проведена с целью определения простирания неизвестной выработки, обнаруженной у северного края участка по воронке провала. Выработка на геофизическом плане отчетливо

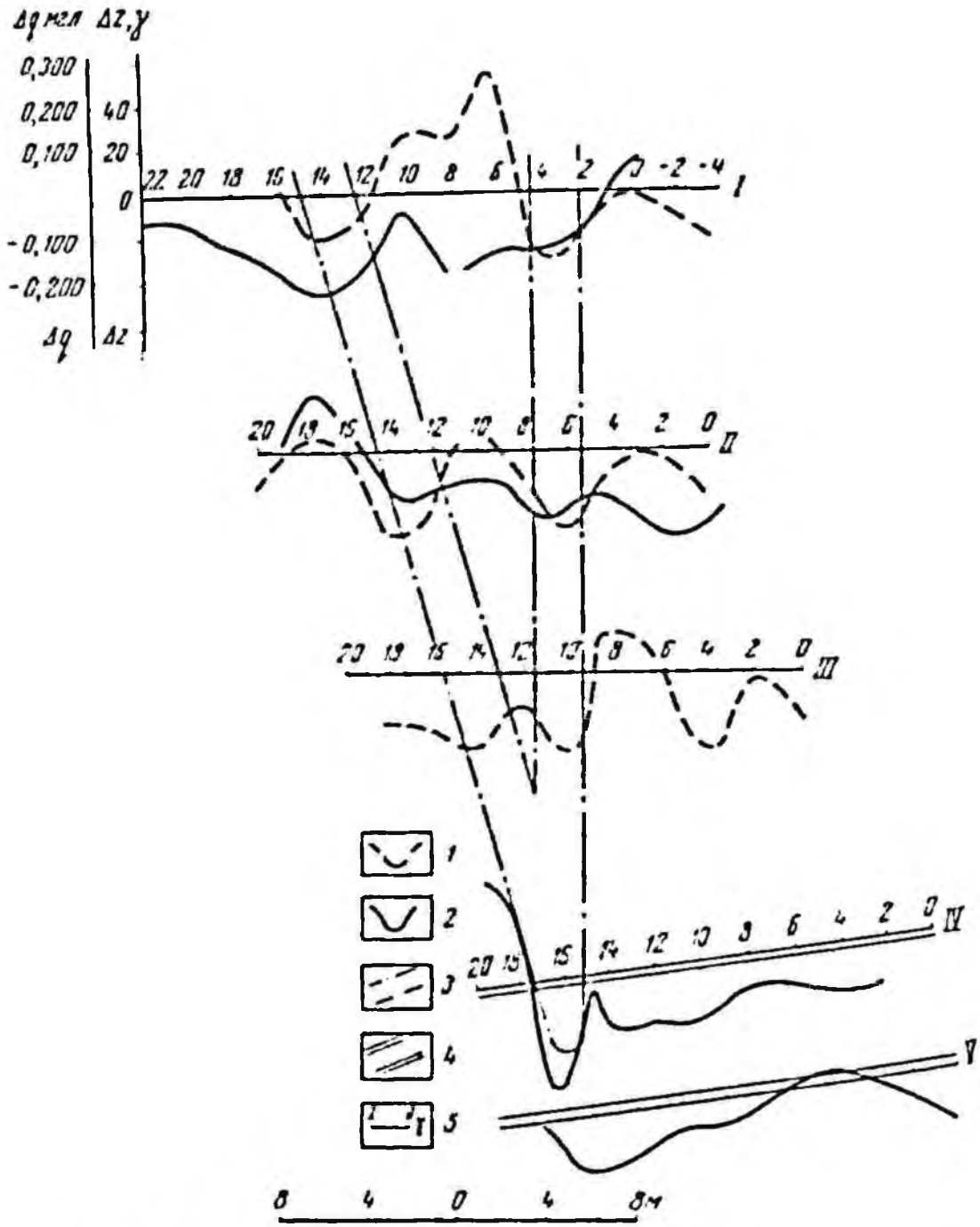


Рис. 93. Проявление подземных выработок жилы № 130 на первом участке карьера «Западный»: 1 — кривая Δg; 2 — кривая ΔZ; 3 — контуры подземных выработок; 4 — контур пути движения транспорта; 5 — пробили и пикеты наблюдений

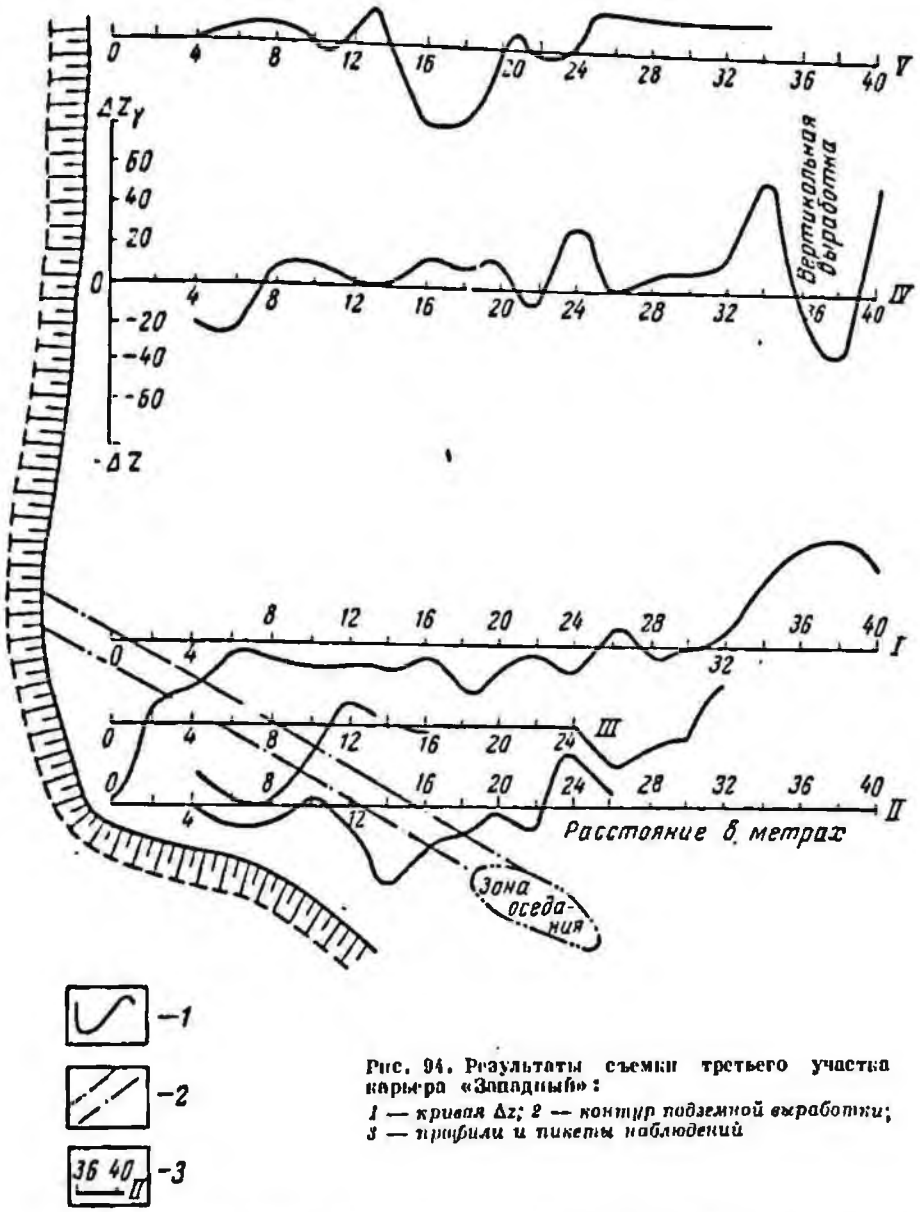


Рис. 94. Результаты съемки третьего участка карьера «Западный»:

1 — кривая Δz; 2 — контур подземной выработки; 3 — профили и пикеты наблюдений

регистрируется отрицательными аномалиями магнитометрической съемки по пикетам 0, 6, 12 профилей *I*, *II*, *III*.

Примером съемки карьерных дорог на безопасность является геофизическая съемка, проведенная на участке № 4 над неизвестной пустотой. Дорога проходит параллельно профилям и располагается между профилями *II* и *III*. Магнитная аномалия на пикете 24 профиля *I* подтверждается гравиметрической аномалией. Подземная выработка, прослеженная магнитной съемкой по трем профилям на пикетах 22—24, подтверждается буровой разведкой и маркшейдерскими данными, по которым можно предположить, что данная выработка является продолжением 47-го южного орта (рис. 95).

Участок № 5 по жиле 7—10 рас-

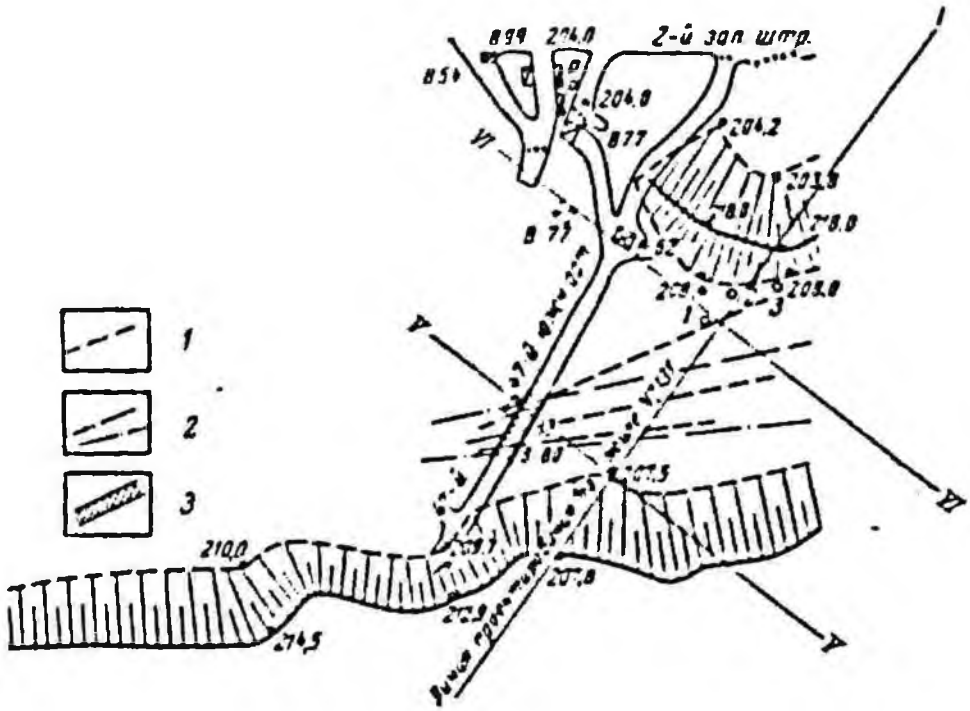


Рис. 95. План расположения 47-го орта по данным геофизической и буровой разведок пустот:
1 — профили геофизических наблюдений; 2 — контур пути движения транспорта; 3 — выработка по результатам геофизической съемки

полагается вблизи карьера «Западный». Точное местоположение пустот неизвестно. На территории участка расположены жилые помещения с водопроводными трубами, отоплением и прочими сооружениями, представляющими значительные помехи для проведения геофизической съемки. Съемка проведена маршрутными профилями вкрест простирания жильных зон. Местоположение профилей и расстояние между ними выбирали с учетом влияния помех от металлических предметов для магнитометрии, от искаженного отвалами рельефа — для гравиметрии. Шаг съемки 2 *м*.

По результатам съемок методами магнитометрии, гравиметрии и электрометрии построены графики, изображенные на рис. 96.

На графиках выделяется целый ряд геофизических аномалий, две из которых характеризуются наибольшей интенсивностью и прослеживаются по всем профилям. Аномалия 1 прослеживается по пикетам 34—40, аномалия 2 — по пикетам 10—20 второго профиля, 12—20 первого профиля, 22—28 седьмого профиля.

Аномалия 1 соответствует выработке, ширина которой у северного края участка 7 *м*. В центре участка на профиле *I* ширина выработки достигает 11 *м*.

Аномалия 2 выражается двумя незначительными по размерам аномалиям, одна из которых выражена более отчетливо и характеризуется большими градиентами ветвей кривых Δz и Δg. Это обстоятельство указывает на то, что аномалия 2 соответствует двум параллельным выработкам, расположенным на разных горизонтах.

На профилях *I* и *V* проведены так-

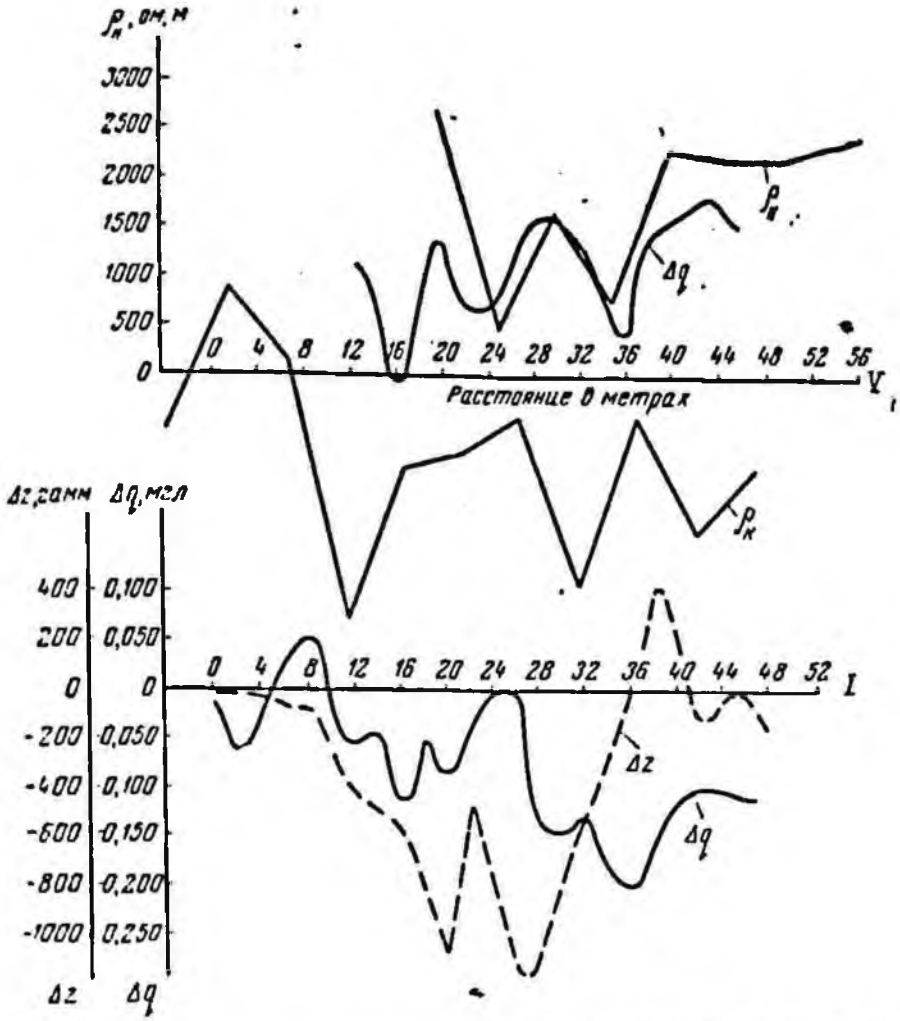


Рис. 96. Результаты электропрофилирования с разносами $AB = 30$ м; $MN = 10$ м по участку сопряжения жил № 7—10

же электрометрические наблюдения прибором АП[4]-1 методом симметричного профилирования с разносами $AB = 30$ м; $MN = 10$ м и шагом 5 м. Результаты электрометрической съемки (см. рис. 96) хорошо согласуются с данными гравитационной и магнитной съемки. Уменьшение значений $\rho_к$ над выработкой указывает на то, что выработки заполнены материалом, электропроводность которого выше, чем рудоносных кварцевых песчаников, в которых эти выработки располагаются.

Условия и технико-экономическая эффективность применения геофизических методов обнаружения пустот. Для обнаружения подземной пустоты не обязательна постановка всех трех рекомендующихся к применению методов. Однако результаты съемки одним из методов не могут считаться достоверными пока они не подтверждены съемкой другим методом. Следовательно, для обнаружения пустот на участке необходима постановка двух наиболее рациональных методов.

Магнитометрический метод можно применять для выявления пустот в осадочных слабомагнитных или

практически немагнитных породах. В связи с явным несоответствием полученного практически аномального эффекта от пустоты в слабомагнитных породах с его величиной, вычисленной теоретически, трудно предположить аномальный эффект от пустот в породах магнитных и сильно магнитных. Поэтому вопрос о применении магнитометрии для обнаружения пустот в магнитных породах должен решаться конкретно в определенных условиях по результатам предварительных наблюдений.

Помехами к применению магнитометрического метода для выявления подземных пустот служат скопления магнитных минералов в породе, наличие металлических сооружений на всей территории участка, близость высоковольтной линии электропередачи.

Гравиметрический метод для обнаружения малых пустот можно применить после предварительного подсчета ожидаемой аномалии от предполагаемой пустоты с учетом плотности пород, в которых эта пустота располагается.

Помехой к применению гравиметрии служит большая изрезанность рельефа непосредственно на площадке съемки. В карьере искажения рельефа обычно связаны с неровностью рабочей площадки уступа. Чтобы учесть рельеф метровых горок просыпанной породы, необходимо провести многочисленные вычисления. Опыт работ показывает, что площадку, предназначенную для съемки, проще и дешевле выровнять бульдозером.

Борт карьера, если он находится ближе 8—9 м, также оказывает влияние на гравиметрические наблюдения. Для участков, расположенных у самого откоса уступа, рекомендуется применять магнитометрию, на результаты которой рельеф не оказывает заметного влияния.

При сравнительно хорошем заземлении в условиях неровной площадки уступа, когда результаты гравиметрии сомнительны, можно применить электрометрический метод.

Метод электрометрии рекомендуется проводить только аппаратурой низкой частоты (АНЧ-1 или АНЧ-2) Необходимо отметить, что независимость показаний этого прибора от промышленных помех и его высокая чувствительность обеспечили возможность применить электрометрию для обнаружения малых пустот на значительных глубинах. Например, горизонтальная выработка сечением 2 × × 2,5 м, как показывает опыт работ, может быть обнаружена на глубине более 10 м. Самым производительным при съемке малых участков является метод срединного градиента.

Экономическую оценку того или иного способа обнаружения пустот, так же как и любого мероприятия, связанного с улучшением безопасности работ, трудно произвести, поскольку невозможно предрасчитать характер, количество и тяжесть несчастных случаев, возможных в результате провалов в необнаруженные пустоты. Невозможно также предрассчитать экономический ущерб снижения качества буровзрывных работ за счет незнания месторасположения и границ подземных выработок. Несмотря на это, преимущества геофизических способов по сравнению с применяемой на карьерах буровой разведкой пустот очевидны. Указанные способы более безопасны (не требуется заезда тяжелых буровых станков на потолочины пустот), более точны (некоторые выработки могут быть не отмечены разведочной сеткой скважин), более экономичны (1 м

скважины стоит 2,5 руб.) и требуют меньших затрат времени.

При подходе фронта работ к разведанной зоне разведочные скважины используют в качестве эксплуатационных. Однако опыт показывает, что около 10—15% общего количества указанных скважин по различным причинам нельзя использовать для заряжения и взрывания, что связано с определенным экономическим ущербом. Величина этого ущерба характеризует сравнительную эффективность использования геофизических способов разведки пустот, которые позволяют избежать указанных непроизводительных затрат. Годовой экономический эффект за счет этого только для сравнительно небольшого карьера «Западный» (годовой производственной мощностью по горной массе 1 млн. $м^3$) может составить около 13 тыс. руб.

В тех случаях, когда разведочные скважины по тем или иным причинам не используют в качестве эксплуатационных, экономический эффект геофизических способов резко возрастает и в аналогичных условиях (сетка скважин 6×6 *м*, глубина 20 *м*, стоимость 1 *м* скважины 2 руб.) составляет 1,1 млн. руб. на 1 $км^2$ разведанной площади.

§ 2. Буровзрывные работы в карьере

Нарушенность массива старыми подземными работами, наличие пустот очистных и подготовительных выработок создают большие затруднения при проведении буровзрывных работ и в значительной степени обусловливают их эффективность.

Чтобы достигнуть хороших показателей необходимо установить рациональные параметры буровых и взрывных работ не только по нарушенному массиву, но и по целику.

Выбор рационального способа буровзрывных работ при погашении пустот. Одним из основных вопросов, определяющих эффективность и безопасность повторной разработки открытым способом, является ликвидация пустот старых подземных очистных и подготовительных выработок различными методами. Эти методы можно разделить на две основные группы: обрушением массива руды и породы взрывом и заполнением различными материалами (пустой породой, рудой, пульпой, водой с последующим ее замораживанием).

Выбор метода погашения пустот зависит от его экономичности и безопасности. Методы с заполнением выработанного пространства различными материалами отличаются большой трудоемкостью и сложностью работ.

Наиболее распространенными, сравнительно быстрым и недорогим способом является буровзрывной. Пустоты в этом случае можно ликвидировать массовыми взрывами концентрированных зарядов или массовыми взрывами колонковых зарядов, причем выбор того или другого метода на карьерах, работающих в зонах старых горных выработок, обусловливается способом буровзрывных работ по целику, типом применяемого бурового оборудования, установившимися традициями и пр.

Поскольку скважинный способ взрывных работ в настоящее время применяется почти на всех карьерах, наиболее распространенным методом погашения пустот является метод вертикальных скважин, пробуренных с верхней площадки уступа.

Указанный метод, однако, не всегда является наиболее эффективным

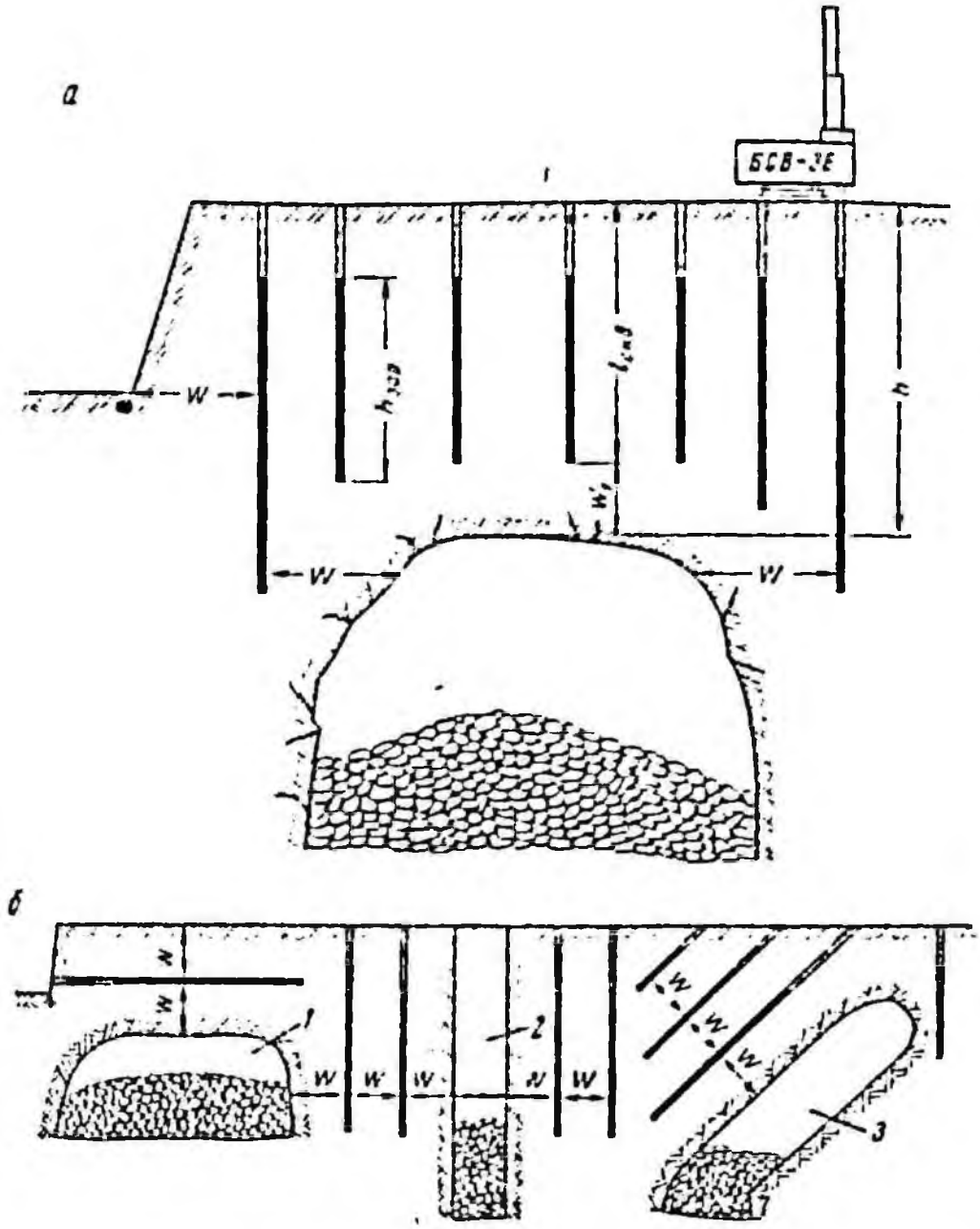


Рис. 97. Погашение пустот:
а — вертикальными скважинами; б — вертикальными, горизонтальными и наклонными скважинами:
1, 2, 3 — соответственно горизонтальная, вертикальная и наклонная выработки

и безопасным. Так, разбуривание потолочины вертикальными скважинами (рис. 97, *а*) связано не только с риском провала станка и обслуживающих его рабочих в пустоту, но и с ухудшением качества погашения пустоты за счет нерационального использования энергии взрыва.

Плотность потока энергии волн взрыва при разрушении породы сосредоточенным зарядом, как известно, убывает значительно интенсивнее,

чем при разрушении массива удлиненным зарядом, т. е. на одном и том же расстоянии удлиненные заряды обладают большей разрушающей способностью и при прочих равных условиях эффективность работ будет выше, чем при сосредоточенных зарядах. Это подтверждается как практикой взрывных работ на карьерах, так и экспериментальными данными.

Разрушающая способность сферической взрывной волны обратно пропорциональна квадрату расстояния от центра заряда, а разрушающая способность цилиндрической волны обратно пропорциональна расстоянию от оси заряда в первой степени.

Рассматривая действие торцовых частей скважинных зарядов в направлении оси скважин как действие сосредоточенных зарядов и принимая высоту этих частей равной двум диаметрам скважины, на основании вышеизложенного можно записать

$$\frac{Q}{Q_1}=\frac{W}{W_1^2} \qquad (XI.1)$$

или

$$W_1=\sqrt{\frac{Q_1 W}{Q}}, \qquad (XI.2)$$

где Q_1 — вес торцовой части скважинного заряда, действующей на массив как сосредоточенный заряд, *кг*; W_1 — оптимальный недобур скважины до кровли пустоты, при котором обеспечивается качественное рыхление породы со стороны частей заряда, размещенных в торцах колонки, *м*; Q и W — вес скважинного заряда (*кг*) и соответствующая ему линия сопротивления по подошве, *м*.

Величины Q и Q_1 можно представить:

$$Q=\frac{\pi d^2 h_{зар}\Delta}{4}, \text{ кг}; \qquad (XI.3)$$

$$Q_1=0{,}5\,\pi d^2 \Delta, \text{ кг}, \qquad (XI.4)$$

где d — диаметр скважины, *м*; $h_{зар}$ — высота скважинного заряда без его торцовых частей ($2\times 2d$), *м*; Δ — плотность заряжания, *кг/м³*.

Подставив значения Q и Q_1 в выражение (XI.2), получим

$$W_1=\sqrt{\frac{2dW}{h_{зар}}}, \text{ м} \qquad (XI.5)$$

Например, $d = 0{,}21$ *м*; $W = 8$ *м*; $h'_{зар} = 6$ *м* — общая высота заряда в скважине

$$W_1=\sqrt{\frac{2\cdot 0{,}21\cdot 8}{5{,}16}}=0{,}81 \text{ м}.$$

Таким образом, оказывается, что W_1 в 10 раз меньше W, т. е. верхняя и нижняя части колонкового заряда приводят к незначительным разрушениям породы по сравнению с общим объемом разрушений.

Описанный механизм действия скважинного заряда на среду является приближенной схемой, однако общий вывод хорошо подтверждается практикой работ. На карьерах с высокими показателями взрывных работ отношение длины забойки к линии сопротивления по подошве, как правило, намного ниже единицы. Предприятия, применяющие высоту заряда в скважине ниже 0,5 высоты уступа, за счет большей длины забойки имеют более низкую эффективность взрывных работ, чем те, которые применяют ее выше 0,5 высоты уступа. Все это можно объяснить только незначительностью разрушений со стороны торцов колонки заряда. Тот факт, что W_1 всегда меньше $l_{заб}$ объясняется не только тем, что забутованную полость скважины нельзя рассматривать как целик, но и тем, что оптимальная длина забойки устанавливается из

условия допустимого разлета кусков породы при взрыве. Однако уменьшение разлета кусков в таких случаях достигается за счет ухудшения дробления, и верхняя часть уступа является основным источником выхода негабарита.

Правильность расчета величины W_1 по формуле (XI.5) подтверждается также практикой работы Никитовского карьера. При работе в зонах старых подготовительных выработок средняя величина перебура скважин составляет 3 *м*, однако на нижележащем уступе непогашенные пустоты старых выработок зачастую встречаются на глубине 4 *м* и менее от поверхности рабочей площадки уступа.

В подземных условиях при системах принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами всегда ориентируются на параллельное или веерное расположение скважин в плоскости, параллельной основной поверхности компенсационного пространства. Это обеспечивает высокую эффективность первичного дробления. Мнение о целесообразности размещения скважинного заряда параллельно боковой поверхности уступа, широко распространившееся в горнотехнической литературе, также основано на стремлении более рационального использования энергии взрывчатого вещества. Следовательно, энергию вертикальных скважинных зарядов наиболее полно можно использовать при погашении только вертикально расположенных пустот. Пустоты, расположенные горизонтально или наклонно, следует погашать колонковыми зарядами соответственно горизонтальных или наклонных скважин (рис. 97, *б*). В противном случае, как показывает практика, даже увеличенный удельный расход ВВ (до 0,75—1 *кг/м*³) не всегда может дать гарантии качественного погашения пустот.

Для бурения горизонтальных и наклонных скважин на открытых горных работах за последние годы все больше применяют станки, оборудованные пневмоударниками. Опыт Никитовского карьера показывает, что работа станков ударно-вращательного действия в условиях нарушенной старыми горными работами структуры массива связана с заклиниванием бурового инструмента и ухудшением качества пробуренных скважин. Условиям повторной разработки месторождений открытым способом, как показала практика карьера «Западный», более соответствуют станки шарошечного бурения.

Опыт применения станков БСВ в условиях повторной разработки участка месторождения показывает их преимущества также по сравнению со станками ударно-канатного бурения: увеличение производительности бурения в 2—3 раза по ненарушенным песчаникам и более чем в 7 раз по рудным зонам, изрезанным старыми горными работами; хорошее качество скважин (устойчивые стенки, постоянный диаметр, отсутствие вывалов); нет необходимости в воде, в обсадных и забурных трубах.

Однако все отечественные станки шарошечного бурения не предназначены для бурения горизонтальных скважин, необходимость в которых во многих случаях диктуется расположением подземных пустот. Для карьеров, запроектированных в зонах старых горных работ, необходимо создать станок шарошечного бурения скважин под различными углами наклона — от 0 до 90°.

Выбор рациональных параметров буровзрывных работ в зонах подзем-

ных пустот. Для установления рациональных методов расчета погашающих зарядов и выбора основных параметров буровзрывных работ при погашении пустот провели серию экспериментальных взрывов.

Для примера приводим описание взрывов № 3 (на погашение пустот с малыми размерами в плане) и № 13 (на погашение очистной камеры больших размеров).

Район взрыва № 3 представлен восстающими № 33 и 4 (уклонка), рудоскатами, ортами, горизонтальными выработками гор. 42 и 57 *м* и зоной предполагаемых пустот по жиле 108-го орта. Всего было пробурено 25 скважин, из которых 17 встретились с пустотами, хотя на маркшейдерских планах многие из них совсем не обозначены. По последующим построениям маркшейдера карьера было предположено, что эти пустоты представлены неизвестной камерой и раздавленными горизонтальными выработками. Все скважины, добуренные до пустот, забутовывали в нижней части в следующем порядке: сначала в скважину опускали отрезок бревна длиной, несколько превышающей высоту пустоты, а потом на 1—1,5 *м* в скважину засыпали забоечный материал. Как показала последующая после взрыва экскаваторная разборка блока, такая величина забутовки оказалась недостаточной.

В некоторые скважины, встретившиеся с раздавленными выработками малой высоты, ВВ засыпали без применения нижней забойки. Заряды рассчитывали по обычным формулам рыхления. Результат взрыва хороший. После взрыва наблюдалось проседание. Разработка блока показала, что породы в указанном районе лишь незначительно нарушены в соответствии с их блочной отдельностью. Ярко выраженного рыхления не было, только верхняя часть уступа находилась в более или менее разрыхленном состоянии. Четкое рыхление наблюдалось лишь в районе скважин, недобуренных до пустот.

Удельный расход ВВ составил 0,494 *кг/м*³, выход горной массы с 1 *м* скважины — 36,40 *м*³.

Среднее расстояние от скважин до контуров пустот составило 3,8 *м* при л. с. п. п. 5,6 *м*. Качественное погашение пустот достигнуто при незначительном рыхлении пород потолочин. Средняя длина скважин 13,9 *м* оказалась достаточной для безопасной работы тяжелого карьерного оборудования и людей в зоне погашаемых пустот.

Район взрыва № 13 по жиле 45-го южного орта характеризуется наличием большого количества пустот различных размеров. Указанные пустоты представлены восстающими и прочими подготовительными и очистными выработками.

Всего пробурили 11 скважин. Пять скважин пробурили по контуру погашаемой камеры. Ее размеры составляли 15×20×12 *м*. Для погашения камеры использовали скважины нормальной глубины в отличие от применявшихся ранее в таких случаях скважин глубиной 20 *м*. Погашающие заряды рассчитали по обычным формулам рыхления. Остальные скважины работали на погашение серии мелких подготовительных выработок. Две скважины вошли в камеру на глубине соответственно 9 и 10 *м*, одна скважина вошла на глубине 7,5 *м* в подготовительную выработку высотой 1,5 *м* и дальше на глубине 13 *м* в камеру.

Камера и выработки погасились полностью. На их местах отмечена ярко выраженная просадка разрых-

ленной взрывом горной массы. Общий расход ВВ составил 2120 *кг*. Взрывание мгновенное. Удельный расход ВВ 0,453 *кг/м³*. Выход горной массы с 1 *м* скважины 36,52 *м³/м*. Среднее расстояние от погашающих скважин до выработок 2,3 *м* при средней л. с. н. п. 7,5 *м*.

Прошедший взрыв еще раз подтвердил тот вывод, что производство буровзрывных работ практически по пустотам любых размеров можно осуществлять безопасно и довольно экономично.

Для всех экспериментальных взрывов было характерно следующее:

1) буровзрывные работы вели по пустотам небольших размеров в плане за исключением взрывов № 9 и 13;

2) погашение пустот во всех взрывах было удовлетворительным как с точки зрения безопасности, так и с точки зрения рыхления пород; выход негабарита не превышал 1—2%;

3) незабутованные пустоты при погашении давали видимую просадку разрыхленной взрывом горной массы;

4) бурение глубоких скважин в зонах старых горных выработок связано с большими трудностями, а в некоторых случаях вообще невозможно;

5) большинство скважин, пробуренных в пустоты, имело глубину 10 *м* и менее ($l_{скв} \leq H_у$) и использовалось для заряжания с забойкой (пробки) в нижней части скважин; высота нижней забойки составляла 1,5—2 *м*; при разбуривании потолочин вертикальными скважинами недобур скважин до кровли пустот составлял 1—1,5 *м*;

6) при горизонтальном расстоянии между осью скважинных зарядов и границей подземной выработки, меньшим л. с. н. п., погашение пустот было удовлетворительным; скважины, расположенные в плане ближе 1,5 *м* от пустот, зачастую попадали в эти пустоты;

7) погашающие заряды рассчитывались по общеизвестным формулам рыхления

$$Q = qWaH_у, \qquad (XI.6)$$

или

$$Q = qabH_у, \qquad (XI.7)$$

где a — расстояние между скважинами в ряду; b — расстояние между рядами скважин, *м*.

Под $H_у$ понималась длина погашающих скважин без средней величины их перебура, равной в условиях карьера «Западный» 2 *м*; удельный расход ВВ при расчетах зарядов на погашение пустот принимался таким же, как и при ведении взрывных работ в целике ($q_{ср} = 0,4$ *кг/м³*); в пересчете на продуктивную часть уступа эта величина оказалась большей и составила в среднем 0,5 *кг/м³*;

8) в большинстве случаев погашения пустот применялся короткозамедленный способ взрывания.

Показатели буровзрывных работ, полученные при погашении вертикальных выработок и рыхлении мощных потолочин, намного ниже, чем при погашении горизонтальных выработок и рыхлении тонких потолочин. Это объясняется тем, что в первом случае применяли более глубокие скважины по сравнению со вторым, а расходы буровзрывных работ относятся как в первом, так и во втором случае на продуктивную часть потолочины, которая лежит в пределах экскавируемого уступа. Поскольку взорванная масса убирается в пределах одного (верхнего) уступа, а нижележащий уступ приходится каждый раз разбуривать

заново, в условиях повторной разработки экономически нецелесообразно бурить глубокие скважины и разрушать нижележащие уступы. Кроме того, как было указано выше, вследствие изрезанности и нарушенности массива старыми выработками бурение глубоких скважин связано с большими техническими трудностями.

Оптимальная глубина скважин должна быть минимально допустимой по условиям безопасности работы на нижней площадке уступа, т. е. должна быть меньше безопасной толщины потолочины на величину оптимального недобура. Поскольку безопасная толщина потолочины зависит от размеров погашаемой выработки, то глубина скважин должна определяться, исходя из конкретных размеров каждой пустоты в отдельности. При работе в зонах выработок небольшого сечения, в том числе и вертикальных, прослеживающихся не глубже 15 *м* от нижней площадки уступа, как показали проведенные взрывы, достаточна глубина скважин 13 *м*.

При заряжении скважин, пробуренных в пустоты незначительных размеров по высоте, вполне оправдало себя применение в качестве пробки деревянных стоек диаметром 16—18 *см* с последующей их засыпкой забоечным материалом; для пустот с большой высотой пробку изготовляли из бумажной тары из-под ВВ.

Проведенные эксперименты показали решающее значение фактора рыхления горных пород взрывом при погашении пустот — пустоты можно рассматривать как дополнительные плоскости обнажения, а заряды ВВ во всех взрывах на погашение рассчитывать по обычным формулам рыхления, принимая $C = 0{,}5$ л. с. п. п. для ортов, штреков, квершлагов, восстающих и других выработок небольших размеров. Вполне очевидно, что для пустот с большими площадями обнажения и по высоте величина C может быть принята равной л. с. п. п. (C — минимальное расстояние в плане между осью вертикального скважинного заряда и плоскостью обнажения пустоты в *м*).

Следовательно, для установления рациональных параметров буровзрывных работ в зонах пустот необходимо знать рациональные параметры сетки скважин по целику. Проведенная нами серия опытных взрывов позволила рекомендовать к внедрению более широкие сетки скважин (7,5×7,5 *м* по сравнению с 6×5,2 *м* по сланцам и 6,5×6,5 *м* по сравнению с 5,4×4,4 *м* по песчаникам). Годовой экономический эффект от внедрения указанных сеток скважин составил 47 тыс. руб. Условия ведения буровзрывных работ по породам, не нарушенным старыми подземными работами, практически ничем не отличаются от обычных условий работы карьеров по целику.

Фактор сейсмичности массовых взрывов при погашении подземных пустот имеет вспомогательное значение — незакрепленные подземные выработки, расположенные от зарядов на расстоянии более чем 1,3 л. с. п. п., могут устоять и не погаситься. В качестве примера может служить пустота по жиле 131. Общее количество ВВ на взрыв составило 6200 *кг* при расстоянии между крайним рядом скважин и выработкой 1,4 л. с. п. п.

Указанное обстоятельство позволило отказаться от мгновенного способа взрывания, который применяли для более надежного погашения пустот, и полностью перейти

на короткозамедленный способ взрывания скважин. Для карьера «Западный», расположенного в центре жилого и промышленного района, это имело большое значение.

Оценка безопасности работ в зонах старых подземных выработок. При буровзрывных работах над пустотами на первый план выступают вопросы безопасности, в связи с чем особую важность приобретают определение состояния массива горных пород, расположенного непосредственно над пустотой, и оценка надежности погашения пустот взрывом.

Для оценки состояния подземных пустот и надежности их погашения был использован звукометрический метод исследования устойчивости массива.

Сущность звукометрического способа исследований состоит в измерении звуков в тех местах массива, где происходит его разрушение (микроразрушение), предшествующее полному обрушению горных пород. С помощью звукометрического способа нельзя непосредственно измерить величину напряжений на отдельных участках массива горных пород и определить напряженное состояние массива. Однако этим методом можно обнаружить и определить микроразрушение в толще горных пород, а затем наблюдать процесс развития разрушения. Эти материалы позволяют оценить устойчивость массива горных пород на каком-либо участке и установить возможность и время наступления обрушения.

Исследованиями ИИГРИ установлено, что характер и частота появления звуков в образцах не отличаются от звуков, возникающих при разрушении массива тех же пород, что позволяет, не прибегая к натурным экспериментам, с помощью испытаний образцов в лабораторных условиях установить возможность применения звукометрического метода в рудничных условиях.

Для выявления возможности применения указанного метода в условиях Никитовского рудника провели лабораторные исследования образцов софиевских песчаников. Исследования проводили в лаборатории шахтных измерений ИИГРИ на цилиндрических образцах. Нагрузку на образцы задавали на 120-тонном гидравлическом прессе ступенями.

Результаты испытания образцов софиевских песчаников ∅ 42 и 32 *мм* на звукоактивность изображены графически на рис. 98. Из графиков видно, что в образцах 1—5 звуки разрушения возникали на довольно ранней стадии нагружения, т. е. при напряжениях, составляющих 8—10% разрушающих. С дальнейшим ростом напряжений и деформаций частота появления звуков разрушения повышается. Таким образом в породах, представленных данными образцами, звукометрический метод оценки устойчивости массива может быть успешно применен.

На основании проведенных исследований построили график шумности для софиевских песчаников, характеризующий звукометрическую активность последних и позволяющий установить стадии разрушения массива (рис. 99).

Обрушение софиевских песчаников Никитовского ртутного месторождения, по данным Днепропетровского горного института, происходит не мгновенно, а после медленного, длительного и довольно большого проседания (до 4 *м*), что весьма благоприятствует применению геофонов в условиях карьера.

Для проведения натурных исследований применимости звукометри-

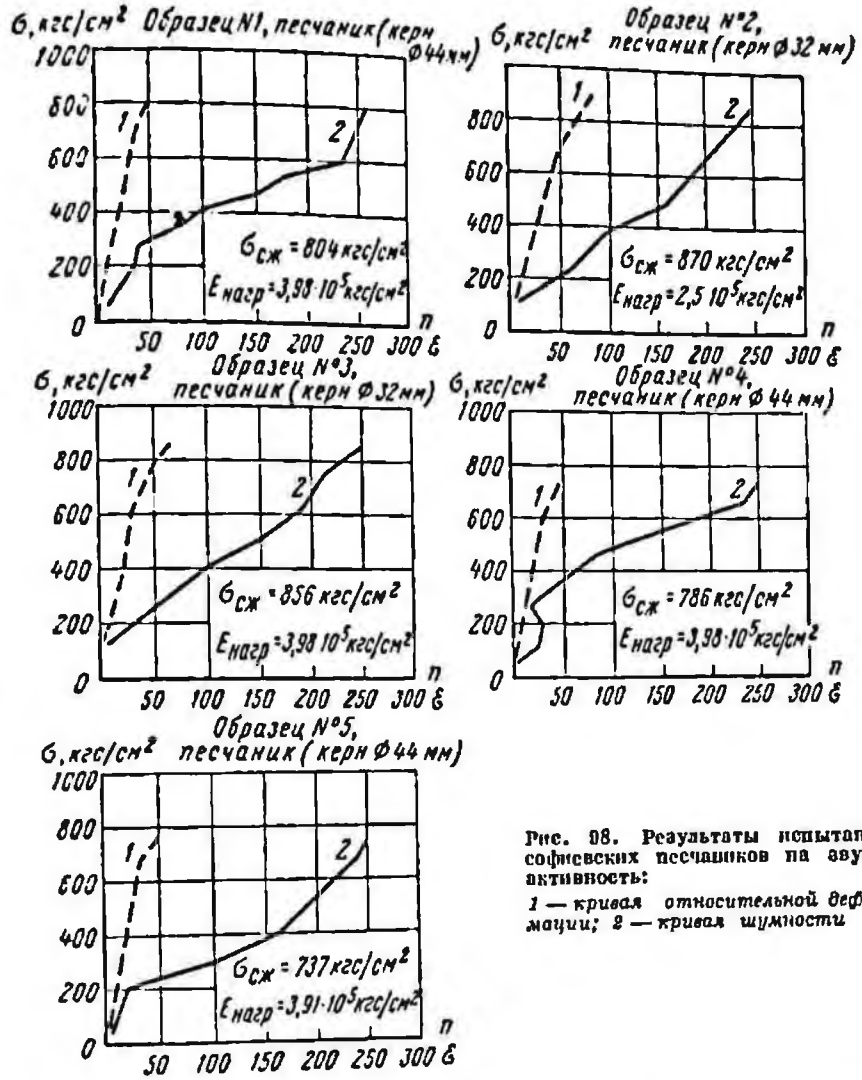


Рис. 98. Результаты испытания софиевских песчаников на звукоактивность:

1 — кривая относительной деформации; 2 — кривая шумности

ческого метода в мастерских института изготовили переносную звукометрическую станцию ЗМС-1. Станцию испытали в лаборатории, в шахте и в карьере. Лабораторные испытания проводили прослушиванием геофоном образцов софиевских песчаников, взятых в карьере и раздавливаемых на ручном гидравлическом прессе. Прослушивали обычным цилиндрическим датчиком, прикладывая последний к раздавливаемому образцу без предварительной обработки его поверхности. Установили, что в стадии интенсивного разрушения софиевские песчаники способны генерировать большое число звуков (до 380 импульсов в минуту). Это впоследствии подтвердилось при прослушивании неустановившегося провала, образовавшегося на третьем уступе в районе пулевого блока.

В шахте и в карьере прослушивали без предварительной подготовки поверхности, к которой прикладывался датчик, и без бурения шпуров. Указанное обстоятельство сильно ухудшает прослушиваемость, однако все

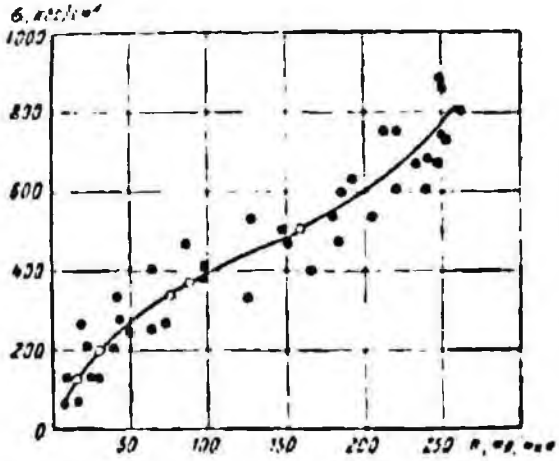


Рис. 99. График тупности для софиевских песчаников

жно позволяет определить количество генерируемых массивом звуков и таким образом оценить нагруженность массива и запас устойчивости выработки.

При ликвидации пустот буровзрывным способом в большинстве случаев нельзя дать гарантии полного их погашения. Звукометрический метод можно также использовать для оценки безопасности работ в районах бывших пустот. В случаях полного погашения потрескиваний не должно быть в отличие от тех случаев, когда пустота не погашена или погашена неудовлетворительно.

Многократные прослушивания подземных пустот в карьере до и после их погашения позволили определить, что разница между характером и частотой появления звуков разрушения, шумами в разрушенной выработке и посторонними шумами достаточно велика и при восприятии их на слух ее можно легко установить. Звуки разрушения софиевских песчаников представлены звонким коротким треском. Шумы в погашенной выработке, возникающие непосредственно после взрыва и являющиеся следствием уплотнения взор-

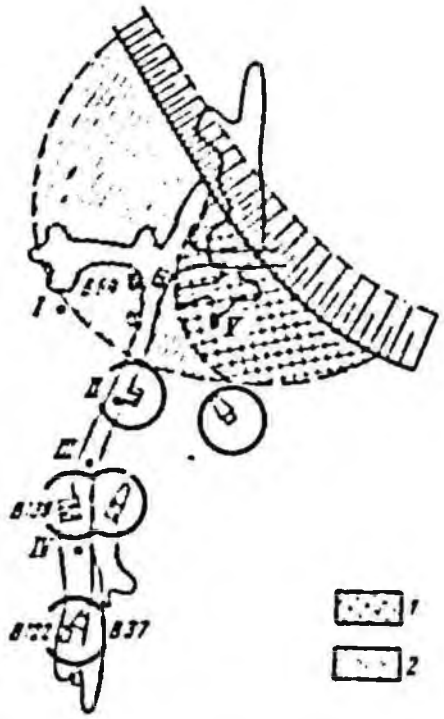


Рис. 100. Схема расположения мест установки геофонов до и после взрыва по жиле № 131:
I—V — места установки геофонов; 1 — взрываемый блок; 2 — обуренный блок

ванной массы, оседания, соударения и трения между собой отдельных кусков, имеют более длительную продолжительность и более низкую частоту.

Примером звукометрической оценки безопасности пустот и качества их погашения служит взрыв в зоне подземных выработок по жиле № 131, проведенный на третьем уступе (рис. 100).

До взрыва вблизи взрываемого блока для установки пьезодатчиков пробурили несколько шпуров глубиной 0,5—0,8 *м*. При установке геофона в шпуре прослушиваемость резко улучшается как за счет уменьшения помех от посторонних шумов, так и за счет соприкосновения с целиком. В разрыхленной взрывом породе величина зоны прослушивания и прослушиваемость падают довольно

Таблица 40

Место заложения датчика	Число тресков в минуту	
	до взрыва	спустя шесть минут после взрыва
I шпур	14	18
II шпур	6	13
III шпур	17	29
IV шпур	22	37
V скважина . .	20	Трески отсутствуют, пустота погашена

значительно. Результаты прослушиваний на различном удалении от взрывного блока и после взрыва характеризуются данными, представленными в табл. 40.

Из таблицы видно, что непогасившиеся выработки после взрыва генерируют большее число тресков, чем до взрыва. С погашением пустоты потрескивания исчезают и появляются шумы, связанные с уплотнением после взрыва разрыхленной породы.

Заслуживает внимания использование в качестве регистрирующей звукометрической станции магнитофона после незначительных переделок его (ВНИМИ, 1950 г.). Преимуществом этой станции является возможность многократного воспроизводства магнитной записи. Недостатком аппаратуры является большой вес и размеры, необходимость присоединения к сети переменного тока, невозможность применения в труднодоступных местах подземных выработок. В этой связи представляет интерес возможность использования для записи шумов переносной звукометрической станции ЭМС-1 в комплексе с портативным магнитофоном «Репортер-2». Обладая преимуществами вышеуказанной аппаратуры, комплекс ЭМС-1 — Репортер-2 лишен всех ее недостатков.

Испытания этой аппаратуры, проведенные в условиях карьера и шахты № 2-бис, показали ее достоинства: удобство и легкость в переноске, прослушивании массива и записи интересующих шумов, а также высокое качество магнитофонной записи, в силу чего становится возможным производство этой записи на ленту с помощью осциллографа. Качество осциллограмм можно резко повысить, если геофон изолировать в специально пробуренных шпурах, создав контакт с ненарушенным предыдущими взрывами массивом. Поскольку аппаратура очень чувствительна к посторонним шумам, то наблюдения целесообразно проводить в третью (нерабочую) смену. Наши опыты показали, что только за счет этого можно резко повысить прослушиваемость и качество записи тресков.

Для повышения прослушиваемости массива и достоверности оценки состояния пустот звукометрическим методом необходимо придерживаться также следующих правил.

1. Прослушивание без шпуров допускать лишь в исключительных случаях и только при наличии возможности расчистки места установки датчика до целика. К расчищенной ровной площадке датчик прижимать тяжелым грузом.

2. Шпуры для прослушивания погашаемой пустоты следует бурить на расстоянии 1,5 л. с. п. п. от крайнего ряда взрываемых скважин, что позволяет использовать их для звукометрической оценки качества погашения пустоты взрывом.

3. Звукоизоляцию датчика в шпурах и скважинах необходимо производить с помощью войлока или поролона.

4. Наблюдения должны проводить квалифицированные сотрудники с помощью высококачественной аппаратуры. Обучение оператора звукометрической станции следует проводить как в лабораторных, так и в натурных условиях.

§ 3. Установление радиуса сейсмического воздействия массовых взрывов в карьере на подземные выработки

Опыт многих рудников, в том числе и Никитовского, показал, что в условиях одновременного ведения открытых и подземных работ радиус сейсмического воздействия массовых взрывов в карьере на подземные выработки нельзя определять по формулам, выведенным для поверхностных сейсмовзрывных волн и поверхностных сооружений, поскольку указанный радиус в таких случаях получается неоправданно завышенным. На практике это приводит к тому, что каждый раз при проведении массовых взрывов в карьере все подземные участки, расположенные под карьером, вынуждены приостанавливать работу на несколько часов.

Так, при ведении взрывных работ на четвертом уступе карьера «Западный» людей выводили с гор. 104, 150 и 210 *м*. Однако, как показали визуальные и инструментальные наблюдения, взрывы в карьере не представляют никакой опасности для работы людей не только на гор. 210 и 150 *м*, но и на некоторых участках гор. 104 *м*.

Задача указанных наблюдений сводилась:

1) к установлению безопасного радиуса сейсмического воздействия массовых взрывов в карьере на подземные выработки, при котором сохранность указанных выработок гарантируется;

2) к установлению безопасного радиуса из условия образования отдельных вывалов и обрушений, представляющих опасность для работы людей.

Для решения первой части задачи провели инструментальные наблюдения, для второй — визуальные.

Инструментальные наблюдения, обработка результатов сейсмических измерений. Инструментальные наблюдения за сейсмическим воздействием массовых взрывов в карьере на подземные выработки производили с помощью акселерографов СПЭД-56м, восьмишлейфового осциллографа МПО-2 и медных проводов ВМП-0,75.

Датчики протарировали на вибростенде, на котором задавались величина амплитуды смещения и частота колебаний. После чего по тарировочным осциллограммам определили величину ускорений для каждой пары датчик — вибратор и построили тарировочные графики.

Сейсмоприемники устанавливали забивкой штыка датчика в естественные трещины на различных горизонтах старых неработающих и действующих горных выработках, расположенных непосредственно под карьером. Провода от датчиков вывели через Западный вентиляционный ствол в нарядную карьера к месту установки осциллографа. Максимальная длина сети на один датчик (в один конец) не превышала 1,8 *км*. Сопротивление километрового участка цепи из провода ВМП-0,75 равно 25 *ом* при внутреннем сопротивлении сейсмоприемника 360—500 *ом*. Очевидно, что сопротивление внешней цепи в таких случаях не может оказать заметного влияния на показания прибора.

В качестве регистрирующих вибраторов осциллографа использовали вибраторы МВО-2 № IV, V и VIII. Вибраторы № IV как наименее чувствительные (1,4 *мм/мА*) применяли для датчиков, расположенных ближе к местам взрывов, для более удаленных датчиков использовали вибраторы № V (3,2 *мм/мА*) и для наиболее удаленных — вибраторы № VIII (10—12,6 *мм/мА*).

Проведение работ по монтажу сети и регистрации влияния массовых взрывов на подземные выработки в условиях действующего карьера и шахты связано с целым рядом трудностей:

а) трудности доставки большого количества (более 15 *км*) провода на нерабочие горизонты и трудности монтажа сети в старых, глухих, весьма опасных выработках;

б) трудности согласования во времени момента взрыва и включения осциллографа;

в) частого перебивания проводов кусками вывалившейся породы в шахте и нарушения сети карьерным транспортом на земной поверхности;

г) преднамеренного снятия датчиков и большого количества проводов рабочими, в результате чего возникает необходимость восстанавливать сеть и устанавливать некоторые датчики перед каждым взрывом заново;

д) невозможности прокладки стационарной сети между Западным вентиляционным стволом и местом установки осциллографа.

Для облегчения обработки повышения точности замеров полученные осциллограммы увеличивали и отпечатывали на фотобумаге. На осциллограммах замеряли половину амплитуды $\frac{h}{2}$ и частоту f колебаний. После этого по тарировочному графику определяли величину ускорений частиц кровли выработок a. Смещение частиц кровли A рассчитывали по формуле

$$A = \frac{a}{4\pi^2 f^2}, \text{ мм.} \qquad (XI.8)$$

Скорость колебаний частиц кровли v определяли по формуле

$$v = 2\pi A f, \text{ см/сек.} \qquad (XI.9)$$

Хотя горные породы и не являются идеально упругими, положения линейной теории упругости вполне можно использовать для объяснения некоторых физических процессов. Поэтому можно допустить, что в рассматриваемой точке элемент породы ведет себя как идеально упругое тело. Из теории упругости известно, что в идеально упругой среде относительная деформация ε, скорость смещения v и скорость распространения деформации C связаны между собой соотношением

$$\varepsilon = \frac{v}{C}. \qquad (XI.10)$$

Но известно, что

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E}. \qquad (XI.11)$$

Поэтому

$$\frac{v}{C} = \frac{\sigma}{E}$$

или

$$\sigma = \frac{v}{C} E. \qquad (XI.12)$$

Откуда

$$\sigma_{д\,max} = \varepsilon_{max} E, \qquad (XI.13)$$

где $\sigma = \sigma_д$; E — модуль упругости, *кгс/см²*; $\sigma_{д\,max}$ и ε_{max} — максимальное значение динамического напряжения и относительной деформации, создаваемых взрывом в точке установки датчика.

20 Заказ 1010

Правомерность расчета воздействия сейсмовзрывной волны на среду по формуле (XI.13) подтверждается также работами других авторов.

Скорость распространения сейсмовзрывной волны C устанавливали по записанным осциллограммам взрывов. Модуль упругости определили в результате раздавливания образцов софиевских песчаников в лабораториях НИГРИ и ДонУГИ. В расчетах принята величина $E = 3{,}94 \cdot 10^5$ *кгс/см²*.

Приведенный вес заряда ρ определяли по формуле

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r}, \qquad (XI.14)$$

где Q — общий вес скважинных зарядов на взрыв, *кг*; r — расстояние от эпицентра взрыва до сейсмоприемника, *м*.

Величина $\sigma_д$ по всем шести датчикам не превышает величину $\sigma_p - \sigma_c = 6{,}7$ *кгс/см²*. Следовательно, в местах установки датчиков сейсмическое действие массовых взрывов в карьере не вызывает опасных напряжений. Это подтверждается также тем, что датчики на протяжении всех взрывов сохранялись на своих первоначальных местах, хотя на небольшом расстоянии от некоторых датчиков имели место вывалы породы размером до 0,5 *м* и более.

Данные $\sigma_д$ и ρ систематизированы в графической форме (рис. 101). Характер полученного корреляционного поля первого порядка указывают на возможность зависимости между исследуемыми признаками, что подтверждается величиной коэффициента корреляции $r_{xy} = 0{,}47$. Связь между аргументом ρ и функцией $\sigma_д$ средняя (корреляционное отношение $\eta = 0{,}584$). Не очень высокая теснота связи объясняется, вероятно, недостаточным количеством опытных данных.

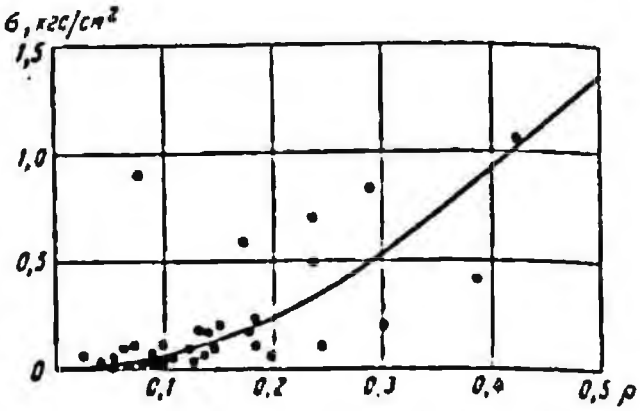


Рис. 101. Зависимость динамического напряжения в кровле выработки от приведенного веса заряда

Данная статическая зависимость является криволинейной ($\eta^2 > r^2_{xy}$ более чем на 0,1) и может быть приближенно выражена аналитически

$$\sigma_д = 4{,}85\rho^2 + 0{,}315\rho. \qquad (XI.15)$$

Ошибка корреляционного отношения

$$\sigma_{0\eta} = \frac{1-\eta^2}{\sqrt{n}} = \frac{1-0{,}584^2}{\sqrt{56}} = 0{,}088,$$

где n — число опытов.

Поскольку

$$\frac{|\eta|}{\sigma_{0\eta}} = \frac{0{,}584}{0{,}088} = 6{,}63 > 2{,}6,$$

полученную зависимость можно считать достоверной для гарантии $\Phi(t) = 0{,}99$.

Зная количество одновременно взрываемого ВВ Q и расстояние до интересующей нас точки r и определяя ρ по формуле (XI.14), по рис. 101 всегда можно установить степень опасности сейсмического воздействия массового взрыва в карьере на подземные горные выработки.

Для удобства и быстроты определения безопасного опережения (r)

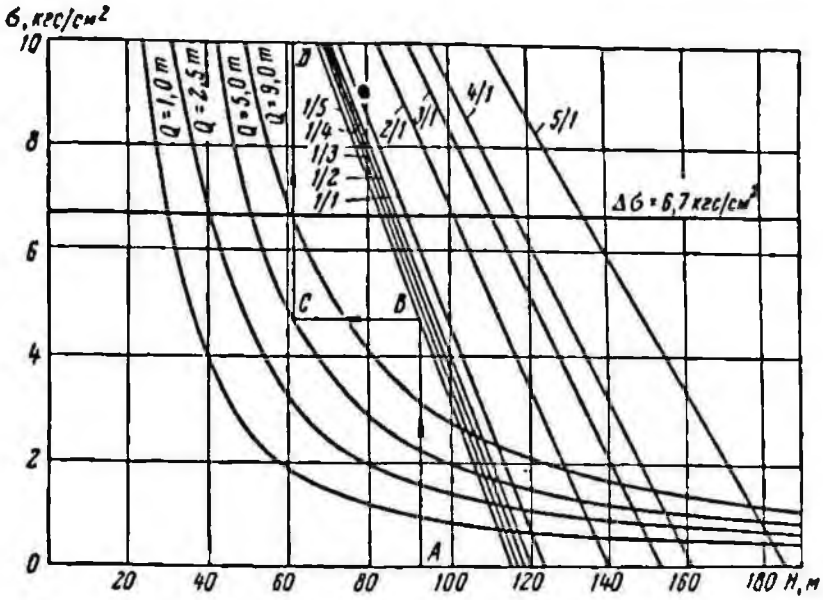


Рис. 102. Номограмма для определения безопасного опережения подземных работ по отношению к открытым

подземных работ по отношению к открытым необходимо пользоваться графиком, составленным по данным инструментальных наблюдений и аналитических расчетов. Поскольку величина σ_c является функцией глубины заложения горной выработки, то разность $\Delta\sigma = \sigma_p - \sigma_c$ так же является функцией глубины H, т. е. $\Delta\sigma = f(H)$. С учетом изложенного указанный график примет форму номограммы (рис. 102).

Номограмма, приведенная на рис. 102, служит для определения безопасного опережения подземных работ по отношению к открытым с учетом глубины карьера при расположении выработок на глубине от 85 до 150 *м* от земной поверхности и состоит из линий функции $\sigma_д = f(r)$ для различных зарядов ВВ от 1 до 9 *т* и линий функции $\Delta\sigma = f(H)$ для различных отношений $h : b$ (h и b — высота и ширина выработки).

Правила пользования номограммой.

1) на оси абсцисс откладывается точка A, соответствующая глубине заложения выработки; из этой точки восстанавливается перпендикуляр до пересечения с линией $\Delta\sigma = f(H)$, соответствующей необходимому соотношению $h : b$ (точка B); эта точка соответствует допустимому для данной глубины динамическому напряжению $\sigma_д$;

2) из точки B параллельно оси абсцисс проводится прямая до пересечения с линией $\sigma_д = f(r)$, соответствующей используемому на взрыве суммарному количеству ВВ (точка C);

3) абсцисса точки C и будет показывать допустимое опережение подземных работ по отношению к открытым с учетом глубины карьера (точка D).

На рис. 103 изображена схема, поясняющая понятие опережения подземных работ по отношению к открытым с учетом глубины карьера. Это понятие совпадает с понятием безопасного радиуса сейсмического воздействия массовых взрывов в карьере на подземные выработки, определяемого из условий сохранности последних.

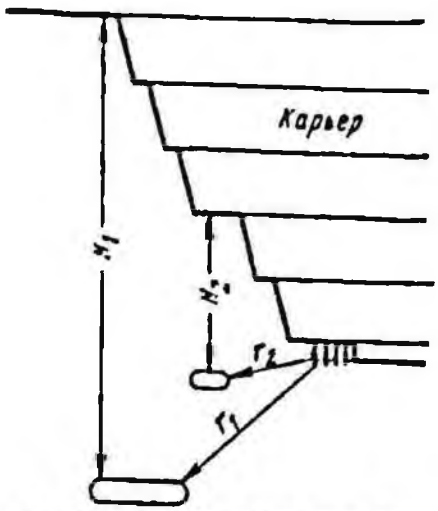


Рис. 103. Схема опережения подземных работ по отношению к открытым

Визуальные наблюдения, обработка результатов визуальных наблюдений. Максимальное количество ВВ на взрыв, установленное горнотехнической инспекцией для условий карьера «Западный», не должно превышать 9 *т*. Из номограммы опережение подземных работ по отношению к открытым в этом случае должно составить не менее 48 *м*. Это означает, что в условиях Никитовского рудника в радиусе 48 *м* от места массового взрыва в карьере сохранность подземных выработок нельзя гарантировать, а за пределами указанного расстояния сохранность выработок гарантируется.

Однако наличие всевозможных ослаблений, тектонических трещин и трещин отдельностей, пропластков угля и углистого сланца, плоскостей скольжения между пластами песчаников и сланцев, а также нарушенность массива старыми работами и систематическое воздействие массовых взрывов в карьере на подземные выработки вызывают зачастую вывалы породы, обрушения вентиляционных сооружений и сопряжений выработок, образование весьма опасных зависаний далеко за пределами указанного радиуса.

Следовательно, опережение подземных работ по отношению к открытым из условия образования вывалов и отдельных обрушений будет намного больше аналогичного опережения, установленного из условия сохранности выработок.

Безопасное по вывалам опережение подземных работ по отношению к открытым можно установить только визуальными наблюдениями. Наблюдения и обработку результатов проводили по методике ВНИМИ. Для каждого взрыва фиксировали количество вывалов, их размер, вес заряда на взрыв и расстояние от эпицентра взрыва до места вывала.

В результате обработки этих данных методами математической статистики получили формулу, отражающую зависимость радиуса влияния массовых взрывов r от веса заряда Q для условий Никитовского ртутного месторождения:

$r = 3{,}3\sqrt[3]{Q}$ для вывалов размером более 0,5 *м*; (XI.16)

$r = 5{,}5\sqrt[3]{Q}$ для вывалов размером до 0,5 *м*. (XI.17)

Коэффициенты перед корнем определяли с учетом предельной величины случайной ошибки (3 σ). Как известно из теории корреляции ошибки, величина которых больше 3 σ, считаются грубыми и соответствующие им варианты исключаются из ряда. Из закона Гаусса следует, что предельные отклонения встречаются три раза из тысячи опытов. В данном случае вопрос связан с безопасностью работы людей и всякие случайности должны быть исключены, что послужило основанием для включения в ряд всех вариантов.

С учетом грубых ошибок зависимости (XI.16) и (XI.17) можно записать:

$$r = 3{,}6\sqrt[3]{Q} \text{ (вывалы} > 0{,}5 \text{ м)}; \quad \text{(XI.18)}$$

$$r = 5{,}7\sqrt[3]{Q} \text{ (вывалы} < 0{,}5 \text{ м)}. \quad \text{(XI.19)}$$

Сейсмические безопасные расстояния для закрепленных выработок. Величина минимально допустимого безопасного расстояния для закрепленных горных выработок зависит от запаса прочности крепи.

Если расчетная величина установившегося горного давления на крепь равна весу породы P, находящейся в пределах свода обрушения, то динамическое горное давление F, создаваемое максимальными сейсмовзрывными волнами и так же воспринимаемое крепью, согласно второму закону Ньютона можно представить

$$F = \frac{P}{g} a, \quad \text{(XI.20)}$$

где a — ускорение частиц кровли выработки, создаваемое действием сейсмовзрывных волн, *см/сек*²; g — ускорение свободного падения, *см/сек*².

В соответствии с принципом независимости действия сил крепь в таких случаях необходимо рассчитывать, исходя из суммарного горного давления, по формуле

$$P + F = P\left(1 + \frac{a}{g}\right) = Pk_д, \quad \text{(XI.21)}$$

где $k_д = \left(1 + \frac{a}{g}\right)$ — коэффициент динамичности.

Таким образом, расчет крепи с учетом сейсмичности массовых взрывов в карьере сводится к установлению коэффициента динамичности $k_д$. Величину статического горного давления P можно определить общепринятыми в горном деле методами.

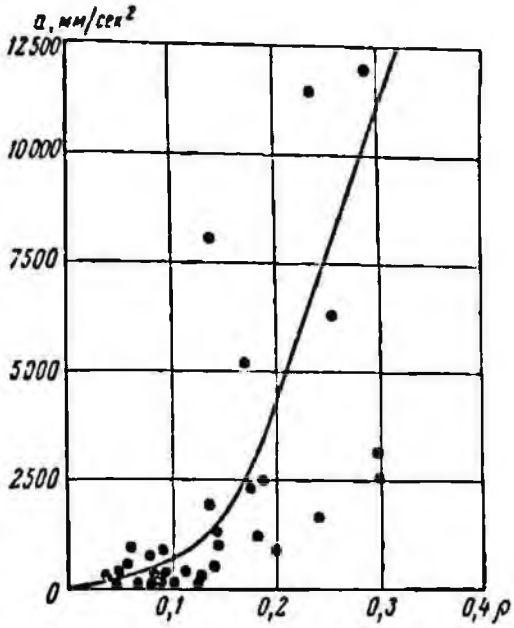


Рис. 104. Зависимость ускорения частиц кровли от величины приведенного заряда

Ускорение свободного падения g для данного места можно принять постоянным, равным 9,8 *м/сек*².

Зависимости ускорения частиц кровли выработки a от приведенного заряда ρ систематизированы графически (рис. 104).

Полученное корреляционное поле первого порядка указывает на возможность зависимости между функцией и аргументом, что подтверждается коэффициентом корреляции $p_{xy} = 0{,}39$. Связь между аргументом и функцией сильная — корреляционное отношение $\eta = 0{,}878$; зависимость криволинейна ($\eta^2 > r_{xy}$ более, чем на 0,1). Ошибка корреляционного отношения при данном числе опытов $n = 56$;

$$\sigma = \frac{1-\eta^2}{\sqrt{n}} = \frac{1-0{,}878^2}{\sqrt{56}} = 0{,}031.$$

Поскольку

$$\frac{|\eta|}{\sigma_{0\eta}} = \frac{0{,}878}{0{,}031} = 28{,}3 > 2{,}6,$$

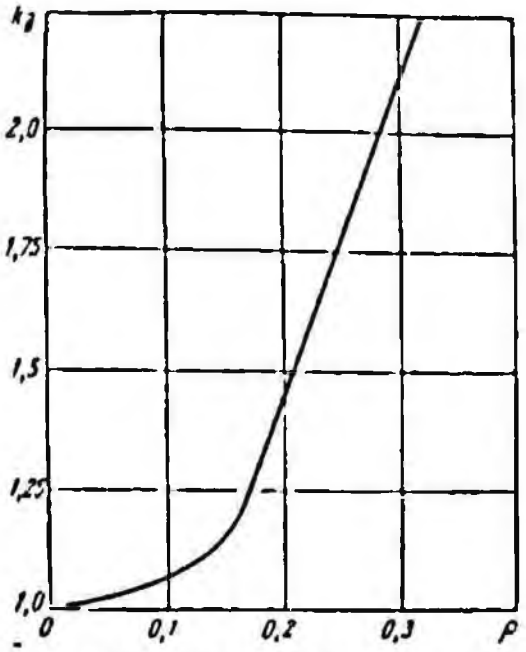


Рис. 105. Зависимость коэффициента динамичности $k_д$ от аргумента ρ

полученную зависимость можно считать достоверной для гарантии $\Phi(t) = 0{,}99$.

Установив закономерность изменения a и приняв для небольших глубин $g = \text{const}$, легко можно построить график $k_д = f(\rho)$ (рис. 105).

Коэффициент запаса прочности крепи $k_з$ определяется общепринятыми в горной практике методами.

Зная $k_д$ и $k_з$, сейсмически безопасное расстояние для закрепленных выработок в любом случае можно определить, исходя из условия

$$k_з \geq k_д. \qquad (XI.22)$$

Сравнение показателей колебаний для поверхностных и объемных сейсмовзрывных волн. Радиус сейсмоопасной волны r_c для поверхностных волн согласно единым правилам безопасности определяется по формуле акад. М. А. Садовского

$$r_c = k_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \qquad (XI.23)$$

где k_c — табличный коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого сооружения; α — табличный коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва.

Радиус сейсмического воздействия взрывов на подземные выработки (минимально допустимое опережение подземных работ по отношению к открытым из условия образования вывалов) можно определить по формулам (XI.18) и (XI.19).

Величина опережения подземных работ по отношению к открытым r из условия сохранности горных выработок может быть определена по номограмме, изображенной на рис. 101.

В условиях Никитовского рудника $k_c \alpha = 9 \times 1{,}2 = 10{,}8$; для вывалов размером до 0,5 *м* $k = 5{,}7$, более 0,5 *м* $k = 3{,}6$. При одном и том же значении Q величина сейсмически безопасного расстояния, рассчитанная по формуле (XI.23) для поверхностных волн, будет всегда больше аналогичной величины, полученной по формулам (XI.18) и (XI.19), составленным для объемных сейсмовзрывных волн. Эта разница особенно заметна при определении r по номограмме. При прочих равных условиях воздействие поверхностных волн выше воздействия объемных сейсмовзрывных волн, создаваемых при взрыве одного и того же количества ВВ.

Инструментальными измерениями с последующей обработкой полученных данных методами математической статистики установлено также, что изменение скорости колебания частиц кровли выработки в зависимости от величины приведенного заряда при мгновенном взрывании ($r_{xy} = 0{,}588$; $\eta = 0{,}685$) более интенсивно, чем при короткозамедленном ($r_{xy} = 0{,}681$; $\eta = 0{,}784$). Однако при неправильно выбранных интервалах

замедлений сейсмический эффект взрыва может и не снизиться. При правильно выбранных интервалах замедления повышается качество дробления пород, а сейсмический эффект снижается. В условиях Никитовского рудника в основном подтверждается вывод Дон Лита о том, что сейсмический эффект может служить критерием оценки качества рыхления горных пород взрывом.

Скорость распространения упругой продольной волны C зависит от модуля упругости материала E (*гс/см²*), объемного веса γ (*г/см³*) и ускорения силы тяжести g (*см/сек²*)

$$C=\sqrt{\frac{Eg}{\gamma}},\ см/сек. \qquad (XI.24)$$

В пределах небольшого района величину g можно принять постоянной, тогда значение C будет зависеть только от свойств пород, в которых распространяется волна. Для одной и той же породы скорость распространения продольных упругих волн теоретически должна быть постоянной. Для софиевских песчаников Никитовского рудника

$$C=\sqrt{\frac{Eg}{\gamma}}=$$

$$=\sqrt{\frac{394\cdot 10^6\cdot 980}{2{,}5}}=3{,}9\cdot 10^5\ см/сек.$$

Однако величина C, полученная по данным инструментальных измерений, изменяется с глубиной довольно резко (рис. 106), хотя распространение волн и происходит в одной среде — софиевских песчаниках. Падение скорости распространения волн с глубиной в условиях рудника, по-видимому, связано с наличием на верхних горизонтах отработанных пространств. Эти пространства представлены нарушенным старыми горными работами массивом и большим количеством очистных и подготовительных выработок (обрушенных и не обрушенных, с закладкой и без закладки). Скорость распространения волны, прошедшей через такую среду, естественно, должна уменьшаться.

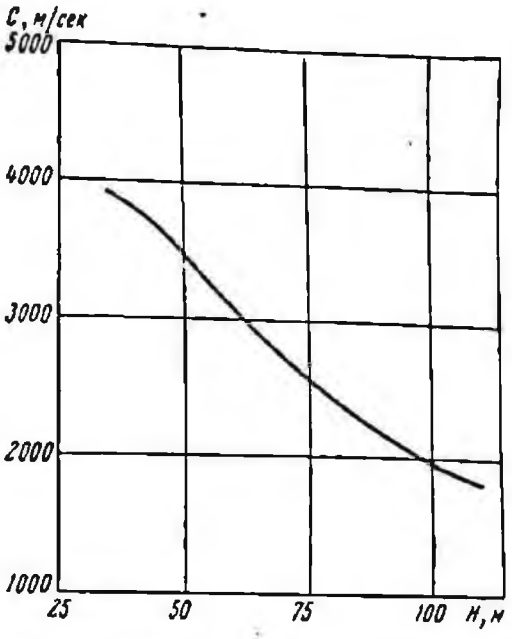


Рис. 106. Изменение скорости распространения сейсмовзрывных волн с глубиной

Зависимость $C = f(H)$ необходимо учитывать при расчетах максимальных динамических напряжений $\sigma_{д\,max}$ по формулам (XI.10) и (XI.13).

Глава XII

Технико-экономическая эффективность открытой повторной разработки

§ 1. Технико-экономическая эффективность открытой повторной разработки на руднике «Ингулец»[1]

Определение допустимой себестоимости и граничного коэффициента вскрыши при добыче потерянных руд. При повторной разработке открытым способом месторождения, разрабатываемого рудником «Ингулец», можно отчетливо выделить четыре сорта руд, которые представляют практический интерес. К ним относятся: потерянные чистые руды с содержанием железа 58%, разубоженные руды с содержанием железа 44%, выщелоченные джеспилиты с содержанием железа 38,3%, магнетитовые кварциты с содержанием железа 34%.

Допустимую себестоимость добычи этих сортов руд открытым способом определяем из условия рентабельности получения конечного продукта чугуна.

Себестоимость чугуна складывается из расходов на добычу и обогащение руды, транспортирование концентрата до металлургического завода, а также на агломерацию и переплавку агломерата в доменных печах

$$C_м = \frac{C_д + C_о + t_{об}\gamma_{об} + P_а\gamma_{об}\gamma_а + P_м\gamma_{об}\gamma_а\gamma_м}{\gamma_{об}\gamma_а\gamma_м}, \text{ руб/т}, \quad (XII.1)$$

где $C_д$ — себестоимость добычи руды, с учетом доставки ее до склада обогатительной фабрики, *руб/т*; $t_{об}$ — затраты на транспортирование концентрата до металлургического завода, *руб/т*; $C_о$ — затраты по дроблению и обогащению 1 *т* сырой руды, руб.; $\gamma_{об}$, $\gamma_а$ и $\gamma_м$ — выход конечного продукта из 1 *т* исходного соответственно при обогащении, агломерации и металлургическом переделе, доли единицы; $P_а$ и $P_м$ — затраты на производство соответственно агломерата и чугуна, *руб/т*.

Если принять $C_м$ допустимой себестоимостью для чугуна $C_{д.м}$, тогда $C_д$ можно считать допустимой себестоимостью добычи руды.

Из формулы (XII.1) допустимая себестоимость руды составит

$$C_д = C_{д.м}\gamma_{об}\gamma_м - P_м\gamma_{об}\gamma_а\gamma_м - P_а\gamma_{об}\gamma_а - t_{об}\gamma_{об} - C_о, \text{ руб/т}. \quad (XII.2)$$

Выход конечного продукта γ при различных технологических процес-

[1] Написано совместно с Н. М. Пропиным.

сах можно выразить следующими формулами:

при обогащении

$$\gamma_{об} = \frac{\varepsilon_{об}\alpha}{\beta}; \qquad (XII.3)$$

при агломерации

$$\gamma_{а} = \frac{\varepsilon_{а}\beta}{\delta}; \qquad (XII.4)$$

при доменной переплавке

$$\gamma_{м} = \frac{\varepsilon_{м}\delta}{\varphi}, \qquad (XII.5)$$

где $\varepsilon_{об}$, $\varepsilon_{а}$ и $\varepsilon_{м}$ — извлечение железа соответственно при обогащении, агломерации и выплавке чугуна, доли единицы; α, β, δ и φ — содержание железа соответственно в сырой руде, концентрате, агломерате и чугуне, %.

Из формул (XII.1)—(XII.5) после необходимых преобразований получим допустимую себестоимость руды

$$P_{д} = \varepsilon\alpha\left[\frac{\varepsilon_{а}\varepsilon_{м}}{\varphi}(C_{д.\,м} - P_{м}) - P_{а} \times \right.$$

$$\left. \times \frac{\varepsilon_{а}}{\delta} - \frac{t_{об}}{\beta}\right] - C_{о},\ руб/т. \qquad (XII.6)$$

Заменим

$$\varepsilon_{об}\alpha = \gamma_{об}\beta = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta}\beta,$$

где θ — содержание железа в хвостах обогащения, %.

Тогда

$$P_{д} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta}\beta\left[\frac{\varepsilon_{а}\varepsilon_{м}}{\varphi}(C_{д.\,м} - P_{м}) - \right.$$

$$\left. - P_{а}\frac{\varepsilon_{а}}{\delta} - \frac{t_{об}}{\beta}\right] - C_{о},\ руб/т. \qquad (XII.7)$$

Формула (XII.7) выведена для случая, когда на металлургический завод транспортируется концентрат (аглофабрика находится при заводе). При спекании агломерата непосредственно на горнообогатительных комбинатах формула для определения допустимой себестоимости руды примет вид

$$P_{д} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta}\beta\varepsilon_{а} \times$$

$$\times\left[\frac{C_{д.\,м} - P_{м}}{\varphi} - \frac{P_{а} + t_{а}}{\delta}\right] - C_{о},\ руб/т. \qquad (XII.8)$$

В качестве допустимой себестоимости конечного продукта (чугуна) примем его оптовую цену с учетом показателя рентабельности всех взаимосвязанных технологических процессов металлургической промышленности — карьера, обогатительной и агломерационной фабрик, доменного цеха и вспомогательных цехов

$$C_{д.\,м} = \frac{C_{м}}{1 + K_{р}},\ руб/т,$$

где $C_{м}$ — оптовая цена на чугун, *руб/т*; $K_{р}$ — показатель рентабельности, доли единицы.

Для дальнейших расчетов принимаем нормативный показатель рентабельности равным 0,1. При оптовой цене на чугун 36,3 *руб/т* допустимая себестоимость чугуна с учетом показателя рентабельности составит 33 *руб/т*.

По исходным данным определяем по формуле (XII.7) допустимую себестоимость каждого сорта руды.

Допустимая себестоимость добычи выщелоченных джеспилитов составляет 2 *руб/т*, разубоженных руд — 2,37 *руб/т*, магнетитовых кварцитов — 1,41 *руб/т* и богатых руд — 5,8 *руб/т*.

Допустимую себестоимость рудной массы определяем по формуле

$$C_{д} = C_{д\,1}k_{1} + C_{д\,2}k_{2} + \ldots + C_{дn}k_{n},\ руб/т, \qquad (XII.9)$$

где $C_{д1}$, $C_{д2}$, ..., $C_{д\,n}$ — допустимая себестоимость добычи 1-го, 2-го, ..., n-го сортов руд; k_{1}, k_{2}, ..., k_{n} —

коэффициенты выхода каждого сорта руды.

Коэффициенты выхода различных сортов руд с увеличением глубины карьера изменяются. Поэтому эти коэффициенты определяем для всех уступов, измеряя площадь каждого сорта руды на поперечных разрезах.

Допустимая себестоимость рудной массы в поле шахты «Центральная» изменяется от 6 до 22 *руб/м*³.

По допустимой себестоимости добычи рудной массы мы определяли граничный коэффициент вскрыши $n_э$, представляющий собой теоретический максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка месторождения является целесообразной. Этот коэффициент вскрыши определяется из экономических предпосылок и анализа конкретной обстановки по формуле

$$n_э = \frac{C_д - a}{b}, \ м^3/м^3, \qquad (XII.10)$$

где a — себестоимость добычи полезного ископаемого в данном карьере без учета вскрышных работ, *руб/м*³; b — стоимость разработки пустых пород в период нормальной эксплуатации данного карьера, *руб/м*³.

На основе фактической себестоимости выемки различных видов горных пород на карьерах рудника «Нигулец» в качестве исходных данных для расчета граничного коэффициента вскрыши приняты себестоимость добычи руды a, исключая стоимость вскрышных работ, равная 3,9 *руб/м*³, и стоимость разработки пустых пород b, равная 0,64 *руб/м*³.

Затем по формуле (XII.10) рассчитываем значения граничного коэффициента вскрыши для каждой глубины карьера от H_0 до $H_к$. По результатам расчетов граничного коэффициента вскрыши построен график функции

$$n_э = f(H).$$

В зависимости от глубины карьера граничный коэффициент вскрыши изменяется в поле шахты «Центральная» от 3 до 29 *м*³/*м*³.

Установление конечной глубины карьера. К настоящему времени известны более 60 работ, связанных с определением границ карьеров, в основу которых положены различные принципы и методы.

В практике проектирования в большинстве случаев пользуются методами, при которых глубина карьера определяется из условий равенств:

граничного и контурного коэффициентов вскрыши

$$K_к = K_{гр}; \qquad (XII.11)$$

граничного и среднего коэффициентов вскрыши

$$K_{ср} = K_{гр}; \qquad (XII.12)$$

граничного и текущего коэффициентов вскрыши

$$K_т = K_{гр}; \qquad (XII.13)$$

граничного или экономически целесообразного $n_э$ и суммы первоначального и максимального усредненного эксплуатационного коэффициентов вскрыши

$$n + n_0 = n_э. \qquad (XII.14)$$

Глубина карьера, рассчитанная по различным принципам в условиях крутого залегания и небольшой мощности покрывающих пород, находится в следующих соотношениях:

при $K_к = K_{гр} = 1$;

при $K_т = K_{гр} = 1 \div 1,3$;

при $n + n_0 = n_э = 1,4 \div 1,6$;

при $K_{ср} = K_{гр} = 2$.

Основным принципом предварительного определения глубины карьера остается принцип равенства граничного и контурного коэффициентов вскрыши с проведением исследований режима горных работ.

Мы рассчитали глубину карьера в зоне обрушения шахты «Центральная» по двум методам:

1) из условия равенства граничного и контурного коэффициентов вскрыши;

2) из условия равенства граничного и суммы первоначального и максимального усредненного эксплуатационного коэффициентов вскрыши.

В первом случае глубина карьера оказалась равной 110 *м*, во втором — 165 *м*.

Исходя из принципа вовлечения в открытую разработку максимально возможного количества руды приняли второй метод определения границ карьера по допустимому среднему коэффициенту вскрыши.

Основой этого метода является уравнение

$$n_э \geqslant [\lambda - \mu(\lambda - 1)]\, n_{ср.\,д}, \quad (XII.15)$$

полученное из формулы (XII.14).

Из уравнения (XII.15), заменив знак неравенства равенством, получим

$$n_{ср.\,д} = \frac{n_э}{\lambda - \mu(\lambda - 1)}, \; м^3/м^3, \quad (XII.16)$$

где $n_{ср.\,д}$ — допустимый средний коэффициент вскрыши, $м^3/м^3$; λ — коэффициент неравномерности вскрышных работ, равный отношению максимального усредненного эксплуатационного коэффициента вскрыши к среднеэксплуатационному коэффициенту вскрыши,

$$\lambda = \frac{n}{n_{ср} - n_0}; \quad (XII.17)$$

μ — коэффициент равный отношению первоначального коэффициента вскрыши к среднему коэффициенту вскрыши,

$$\mu = \frac{n_0}{n_{ср}}. \quad (XII.18)$$

Конечную глубину карьера установили по следующей методике. Из всех поперечных разрезов по месторождению выбираем наиболее характерный по оси 6. Зная углы погашения бортов карьера, строим конечный контур карьера до отметки 103 *м*.

Для первого варианта вскрытия месторождения на поперечных разрезах наносим теоретические линии (горизонтальные и наклонные под углом φ_{max}), которые соответствуют положению рабочего борта карьера при двух возможных случаях его отработки:

а) когда горные работы производятся только на одном уступе с последующим переходом на нижележащий горизонт; угол откоса рабочего борта в этом случае близок к нулю ($\varphi \to 0$);

б) когда горные работы производятся на нескольких горизонтах с сохранением рабочих площадок минимальных размеров; угол откоса рабочего борта в этом случае максимальный (φ_{max}).

Максимальный угол откоса рабочего борта определяем по формуле

$$\operatorname{tg} \varphi_{max} = \frac{h}{h \operatorname{ctg} \alpha_з + B_{min}}, \quad (XII.19)$$

где h — высота уступа; $\alpha_з$ — угол откоса рабочего уступа, *град*; B_{min} — минимально допустимая в данных условиях ширина рабочей площадки, *м*.

Для наших условий максимально допустимый угол откоса рабочего борта равен 17°.

По поперечному разрезу оси 6 подсчитываем нарастающие объемы полезного ископаемого P (чис-

тые и разубоженные руды плюс выщелоченные джеспилиты) и нарастающие объемы пустых пород V при $\varphi = 0$ и при $\varphi = \varphi_{max}$. По результатам подсчета строим график $V = f(P)$.

Наиболее равномерный коэффициент вскрыши можно получить при отработке рабочего борта, когда $\varphi = \varphi_{max}$.

После этого строим конечные контуры карьера для различных значений глубины на каждом поперечном разрезе и подсчитываем средние коэффициенты вскрыши для соответствующих глубин. Средний коэффициент вскрыши сравниваем с допустимым средним коэффициентом вскрыши. Глубина, на которой эти коэффициенты окажутся равными, считается конечной.

Таким образом, находим конечную глубину карьера для каждого поперечного разреза по месторождению. Полученные значения глубин наносим на продольный разрез. С учетом принятого способа вскрытия и способа доставки горной массы выравниваем профиль дна карьера и строим план карьера на момент полной его отработки. Границы карьера наносим на продольный и поперечные разрезы.

Окончательно размеры карьера: длина карьера на поверхности 800 *м*, ширина карьера на поверхности — на севере 300 *м*, на юге 200 *м*. Максимальная глубина карьера 165 *м*. Карьер расположен по длине с юга на север. Съезды располагаются по восточному борту карьера. Рабочими являются западный борт карьера и северный торец.

Возможная усредненная производственная мощность карьера «Центральный» по рудной массе 255 тыс. *м*³/*год*. Эта мощность является достижимой по горнотехническим факторам. По плановой потребности, исходя из пропускной способности обогатительной фабрики при переводе ЦОФ на трехсменную работу, годовая мощность карьера по рудной массе не должна превышать 450—500 тыс. *т*, или 130 тыс. *м*³. Принимаем годовую мощность карьера по рудной массе 130 тыс. *м*³.

Установление экономической эффективности открытой разработки потерянных руд и выщелоченных джеспилитов в зоне обрушения шахты «Центральная». Полные затраты на производство 1 *т* чугуна складываются из расходов на добычу и обогащение руды, транспортирование концентрата до металлургического завода, а также на агломерацию и переплавку агломерата в доменных печах.

Себестоимость 1 *т* чугуна при использовании обогащенных разубоженных руд и выщелоченных джеспилитов определяем по формуле (XII.1).

Себестоимость 1 *т* чугуна при использовании чистой руды, рассортированной на классы по крупности, без обогащения:

агломелочи (класс 0—10 *мм*)

$$C_{м.а} = \frac{C_д + C_{сор} + t_р + P_а\gamma_а + P_м\gamma_а\gamma_м}{\gamma_а\gamma_м}, \text{ руб/т}; \quad (XII.20)$$

кусковой руды (класс 10—80 *мм*)

$$C_{м.к} = \frac{C_д + C_{сор} + t_р + P_м\gamma_м}{\gamma_м}, \text{ руб/т}. \quad (XII.21)$$

где $C_{сор}$ — стоимость сортировки руды на фабрике, *руб/т*; $t_р$ — расходы на транспортирование руды от склада фабрики до завода, *руб/т*.

Таблица 41

Показатели	Магнетитовые кварциты					Рудная масса на карьере рудника «Мигулец»
	ЮГОК	ИКГОК	ЦГОК	СевГОК	ИнГОК	
Содержание железа, %:						
в сырой руде . . .	(35,77)	(33,12)	(34,3)	(35,23)	(34,15)	58,0; 44,0; 38,3
в концентрате . . .	(63,14)	(63,72)	(61,6)	(63,23)	(63,88)	61,5
в агломерате . . .	(56,17)	(53,95)	—	—	—	52,5
Себестоимость:						
руды, *руб/т*	(0,509)	(0,783)	(0,976)	(0,912)	(0,617)	(2,044)
вскрышных работ, *руб/м³*	(0,747)	(1,116)	(0,949)	(0,76)	(0,879)	(0,64)
концентрата, *руб/т*	(3,49)	(4,23)	(6,75)	(4,70)	(5,77)	(5,22)
агломерата, *руб/т*	(6,12)	(5,69)	—	—	—	—
Выход концентрата из 1 *т* сырой руды, *т*	0,441	0,369	0,373	0,420	0,367	0,610; 0,489
Выход агломерата из 1 *т* концентрата, *т*	1,15	1,15	1,15	1,15	1,15	1,15
Расходы на производство 1 *т* агломерата, исключая стоимость концентрата, руб. . .	1,83	1,83	1,83	1,83	1,83	1,83
Расходы на транспортирование агломерата до металлургического завода, *руб/т*	0,20	0,20	0,20	0,20	0,35	0,35
Выход чугуна из 1 *т* агломерата, *т*	0,568	0,553	0,548	0,565	0,572	0,548
Расходы на производство 1 *т* чугуна, исключая стоимость агломерата, руб. . . .	18,3	18,3	18,3	18,3	18,3	18,3
Расчетная себестоимость чугуна, *руб/т*	28,25	31,50	34,45	32,45	31,10	31,20
Рентабельность всех технологически связанных между собой цехов от рудника до металлургического завода, %	28,5	15,2	5,37	11,8	16,7	16,3

Примечание. Цифры в круглых скобках соответствуют фактическим данным работы комбинатов за 1965 г. и рудника «Мигулец» за 1966 г.

Таблица 45

Технико-экономические показатели работы карьера «Западный»

Показатели	Год										
	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969
Средняя производительность экскаваторов за семичасовую смену, $м^3$	235	240	264	329	590	542	692	619	792	668	572
Производительность буровых станков, *м/смену*	11,8	8,6	8,6	9,8	18,9	35,7	53,7	56,4	53,2	62,6	52,2
Выход горной массы с 1 *м* скважины, $м^3$	40,0	58,3	40,8	32,8	32,2	35,6	35,0	42,4	34,2	33,7	38,5
Удельный расход ВВ, $кг/м^3$	0,2	0,127	0,25	0,38	0,22	0,29	0,31	0,27	0,277	0,18	0,144
Себестоимость вскрышных работ, $руб/м^3$	1,022	0,839	0,698	0,852	0,818	0,851	0,772	0,782	0,721	0,673	0,580
То же, с учетом реализации вскрышных песчаников, $руб/м^3$	1,022	0,830	0,613	0,645	0,631	0,654	0,666	0,602	0,557	0,581*	0,566
Себестоимость переработки песчаников на щебень, $руб/м^3$	—	—	1,00	0,814	0,747	0,963	0,762	0,676	0,876	0,838	—
Себестоимость добычи руды без учета затрат на вскрышу, *руб/т*	—	0,775	0,30	0,403	0,312	0,48	0,563	0,425	2,875/0,227	3,434/0,402	3,184**/0,315

* В 1968 г. производство щебня снизилось на 21%, по сравнению с 1967 г., а в 1969 г. — щебень не добывался.

** В знаменателе — без учета взноса в бюджет на покрытие геологоразведочных работ.

открытый способ разработки более производителен и улучшает условия труда.

При открытом способе извлекаются также руды, не отмеченные разведочной сеткой выработок и скважин. Так, проектом карьера «Западный» добычные работы предусматривались только с третьего горизонта. Два верхних горизонта считались безрудными, между тем они дали значительное количество качественной руды (см. табл. 42—45); межзональные песчаники при раздельной выемке в условиях Чегарникского карьера дали 20% кондиционной руды.

Комплексное освоение недр, возможность усреднения руды и резкого изменения объема суточной до-

бычи также являются важными преимуществами открытого способа разработки в условиях Никитовского ртутного месторождения.

Применение более совершенных методов установления экономически целесообразных границ открытых горных работ позволило расширить на восток границы одного из карьеров месторождения и извлечь из недр дополнительно 1074 *т* металла, которые при подземном способе были бы потеряны из-за невозможности осуществления подземной разработки в зонах старых горных работ. Средний годовой экономический эффект мероприятия составил 200 тыс. руб.

Извлечение запасов по отработанным уступам карьера «Западный» на 1/I 1966 г. приведено в табл. 45.

21 Заказ 1010

Список литературы

1. Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1965.

2. Шатурин С. Л. Повторная разработка руд цветных и редких металлов. М., Госгортехиздат, 1962.

3. Юматов Б. Н. Основные вопросы комбинированной разработки рудных месторождений. Фонды Моск. горн. ин-та, 1962.

4. Вовк А. А., Черный Г. И. Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом. Киев, изд-во «Наукова думка», 1965.

5. Казикаев Д. М. Совместная разработка рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1967.

6. Куликов В. В. Исследование движения отбитой руды при ее выпуске под налегающими пустыми породами. Сб. научн. тр. № 21, М., Металлургиздат, 1952.

7. Куликов А. В., Куликов В. В. Правильно устанавливать параметры системы этажного самообрушения. «Горный журнал», 1954. № 11.

8. Нофин С. Л., Куликов В. В. и др. Принудительное этажное обрушение. М., Металлургиздат, 1957.

9. Куликов В. В. Метод определения нормативных показателей извлечения руды в системах с массовым обрушением. Изд. ЦНИИЦМ, 1956.

10. Азимов Р. Ш., Куликов В. В. и др. Камерные системы разработки с отбойкой руды глубокими скважинами. М., ЦНИИЦМ, 1957.

11. Куликов В. В. Определение предельной глубины открытых работ, в сб. тр. ИИГРИ, № 4. М., Металлургиздат, 1958.

12. Куликов В. В., Вольфсон И. М. К вопросу о добыче разубоженных руд и зон обрушения. Производственно-технический бюллетень № 1, Кривой Рог, 1958.

13. Куликов В. В. Закономерности истечения сыпучих тел. Науч. докл. высш. школы МВ и ССО СССР. «Горное дело», 1958, № 2.

14. Куликов В. В. Критический обзор работ по выпуску сыпучего материала из отверстий. Изв. вузов, «Горный журнал», 1958, № 9.

15. Мелешкин С. М., Куликов В. В., Куликов А. В. Добыча и обогащение железных руд в Северной Америке. Днепропетровск, Днепропетровское кн. изд-во, 1960.

16. Куликов В. В., Борисенко С. Г. Применение камерной системы на зарубежных рудниках. В кн. С. Г. Борисенко, Ф. А. Копицы «Камерная система разработки в горнорудной промышленности», М., Госгортехиздат, 1960.

17. Куликов В. В. Определение показателей извлечения руды при системах с обрушением. Сб. науч. тр. ИИГРИ, № 3. М., Госгортехиздат, 1960.

18. Куликов А. В., Куликов В. В., Мелешкин С. М. Разработка железорудных месторождений за рубежом. М., Госгортехиздат, 1960.

19. Куликов В. В. и др. Определение потерь и разубоживания руды на шахте «Коммунар-Победа» рудника им. Дзержинского. Изв. вузов, «Горный журнал», 1961, № 9.

20. Куликов В. В. и др. Добыча разубоженных железных руд открытым способом в Криворожском бассейне. М., Изв. ЦНИИ ЧМ, 1961. № 18.

21. Куликов В. В., Дзюбенко М. Г. Вскрытие глубоких горизонтов в Кривбассе наклонными стволами, оборудованными конвейерами. Изв. вузов «Горный журнал», 1963. № 11.

22. Куликов В. В. О совмещении открытых и подземных работ в Кривбассе

на одном шахтном поле. Изв. вузов, «Горный журнал», 1964, № 2.

23. Арсентьев А. И., Куликов В. В. и др. Комплексное развитие железорудного бассейна. М., изд-во «Недра», 1964.

24. Шкута Э. И., Куликов В. В. и др. Открытая разработка железистых кварцитов и потерянных руд в зоне обрушения подземных рудников Кривбасса. «Металлургическая и горнорудная промышленность», № 5, Днепропетровск, 1966.

25. Куликов В. В. и др. Определение деформаций земной поверхности под влиянием разработки рудного тела. Изв. вузов, «Горный журнал», 1967, № 11.

26. Куликов В. В., Дейнека А. Г. Определение уравнения траектории движения частиц в сыпучих средах, исходя из теории поля. Установление уравнения поверхности тела выпуска и разрыхления на основе теории стохастических процессов. Сб. «Геология и горное дело», № 3, Красноярск, 1968.

27. Куликов В. В. Установление закономерностей истечения сыпучих материалов на основе теории стохастических процессов. Науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского, № 59, 1969.

28. Куликов В. В., Егоров В. П. Влияние глубины разработки на потери руды. Научн. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского № 61. М., 1969.

29. Куликов В. В. и др. К вопросу об установлении закономерностей смещения частиц сыпучей среды. Сб. № 16 «Разработка месторождений полезных ископаемых». Киев, изд-во «Техника», 1969.

30. Куликов В. В., Егоров В. П. Влияние глубины разработки на показатели извлечения руды при применении систем с массовым обрушением на руднике им. Дзержинского. Науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского, № 63. М., 1969.

31. Куликов В. В., Дейнека А. Г. Повторная разработка рудных месторождений и применение теории стохастических процессов к изучению перемещения обрушенной горной массы. Сб. «Вопросы уменьшения количественных и качественных потерь при разработке рудных месторождений», Киев, изд-во «Наукова думка», 1969.

32. Куликов В. В., Дейнека А. Г. Методика прогнозирования показателей извлечения руды. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1969.

33. Куликов В. В. Закономерности выпуска руды при системах с обрушением вмещающих пород. Основные мероприятия по уменьшению эксплуатационных потерь и разубоживания руды. Кн. Г. П. Попов «Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений», М., изд-во «Недра», 1970.

34. Куликов В. В. Установление критерия подобия при моделировании процесса выпуска руды. Науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского, № 76, 1970.

35. Куликов В. В. и др. Аналитическое определение элементов выпуска. Сб. ДонНИГРИ, 1971.

36. Куликов В. В. Прогнозирование показателей извлечения руды с изменением глубины и параметров систем разработки. Изд. СФТГП ИФЗ АН СССР, 1970.

37. Куликов В. В., Егоров В. П. Методика определения потерь руды с учетом глубины разработки при системах с массовым обрушением. Науч. сообщ. ИГД, № 74, 1970.

38. Купин И. К. Выпуск и доставка руды при подземной добыче. М., изд-во «Недра», 1964.

39. Дубынин Н. Г. Выпуск руды при подземной разработке месторождений. М., изд-во «Недра», 1965.

40. Малахов Г. М. и др. Теория и практика выпуска обрушенной руды. М., изд-во «Недра», 1968.

41. Вольфсон П. М. Подэтажное обрушение. М., изд-во «Недра», 1968.

42. Кандауров И. И. Механика зернистых сред и ее применение в строительстве. М., Стройиздат, 1966.

43. Вопросы рудной геофизики. Сб. ЛГУ, вып. 5 и 6. Л., изд. ЛГУ, 1965.

44. Куликов В. В. Двухъярусная разработка Новокальинского месторождения СУБРа. Отчет ВЗПИ, 1971.

45. Материалы Всесоюзного научно-технического совещания по рациональному использованию запасов полезных ископаемых при их добыче. (Москва, 8—10 апреля). М., изд. ИИИНЧМ, 1969.

46. Джолли Д. Электронное моделирование выпуска руды под обрушенными породами. Экспресс — информация, № 45 «Горнорудная промышленность», М., 1968.

47. Бусленко Н. П., Шрейдер Ю. А. Метод статистических испытаний (Монте-Карло). М., Физматгиз, 1961.

48. Дынкин Е. Б., Юшкевич А. А. Теоремы и задачи о процессах Маркова. М., изд-во «Наука», 1967.

49. Кириичев М. В. Теория подобия. М., изд-во АН СССР, 1953.

50. Седов Л. И. Методы подобия и размерности в механике. М., изд-во «Наука», 1967.

51. Шифонтов Б. И., Куликов А. В. и др. Подземные ядерные взрывы. М., Атомиздат, 1965.

52. Ершов И. И., Молчанов И. В. Энергия атомного взрыва в горном деле. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1965.

53. Кравченко В. П., Кравченко В. Т. Контроль полноты заполнения камер твердеющей закладкой. «Горный журнал», 1968, № 4.

54. Кравченко В. П. Опыт закладки выработанного пространства на руднике «Маяк». Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 15.

55. Штерибов Э. О., Кравченко В. П. Транспортабельность закладочных бетонных смесей. «Горный журнал», 1968, № 10.

56. Кравченко В. П. Влияние водоцементного фактора на прочность и однородность твердеющей закладки. «Горный журнал», 1969, № 7.

57. Кузнецов В. А. Экстракция в гидрометаллургии цветных и редких металлов. Ионный обмен в гидрометаллургии. «Металлургия цветных и редких металлов», Изд. ВИНИТИ, 1966.

58. Кузнецов В. А. Экстракция в гидрометаллургии цветных и редких металлов. Ионный обмен в гидрометаллургии. «Металлургия цветных и редких металлов», Изд. ВИНИТИ, 1968.

59. Куликов В. В. Эффективность применения труб из стеклопластиков в горнодобывающей промышленности. М., изд-во «Недра», 1968.

60. Демин А. М. и др. Разработка рудных месторождений открытым способом. Изд-во «Недра», 1970.

61. Атамась И. А. Исследование основных вопросов повторной разработки. Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. Новочеркасск, 1966.

62. Фугзан М. Д. Одностадийная разработка мощных рудных месторождений». Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук, Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1968.

63. Шашурин С. Л. и др. Разработка мощных рудных месторождений системами с одностадийной выемкой. М., изд-во «Недра», 1971.

64. Горное дело. Сб. тр. ВНИИЦветмет. № 20. М., изд-во «Недра», 1971.

65. Кузнецов В. И. Исследование некоторых параметров временных опорных целиков днищ блоков и показателей выпуска руды методом изолированных воронок вторичного разрыхления. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук, Свердловск, изд-во Свердловского горного ин-та, 1969.

66. Ильчуков А. А. и др. Открытые горные работы над подземными выработками. «Безопасность труда в промышленности», 1971, № 1.

67. Фидярчук С. Е., Елисеев И. С. Гайский горнообогатительный комбинат. «Горный журнал», 1971, № 3.

68. Куликов В. В. и др. Изыскание возможности двухъярусной выемки Новокальпинского месторождения СУБРа. Промежуточный отчет по теме № 59. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1968 и 1969.

69. Куликов В. В. и др. Исследование некоторых вопросов смещения разрыхленных горных пород с точки зрения стохастических процессов. Изв. ДГИ, т. 49. М., изд-во «Недра», 1970.

70. Низовкин В. М. и др. Новые зарядные машины на карьерах Лениногорского полиметаллического комбината. «Горный журнал», 1971, № 3.

71. Кобахидзе В. И. Тырныауский вольфрамо-молибденовый комбинат. М., изд. ЦИИЦМ, 1970.

72. Попов Г. И., Куликов А. В. и др. Особенности разработки месторождений радиоактивных руд. М., Атомиздат, 1964.

73. Алмазодобывающая промышленность капиталистических стран. М., 1963, изд. ЦИИЦМ.

74. Куликов В. В., Каращенко В. И. Определение параметров отбойки в условиях Никитовского ртутного месторождения. Промежуточный отчет ДГИ № 734, 1965, ДПИ, № 125, 1966.

75. Куликов В. В. и др. Исследование возможности замены металлических труб стеклопластиковыми в шахтах с агрессивными средами. Отчет ДГИ № 791, 1965.

76. Куликов В. В., Калинченко А. И. Исследование параметров системы разработки подэтажного обрушения на больших глубинах. Отчет ДГИ № 752, 1965, ДПИ, № 7—38, 1964.

77. Куликов В. В., Миронов П. Ф. Исследование возможности величин сдвижения земной поверхности под влиянием подземных разработок. Отчет ДПИ, № 66—126, 1966.

78. Куликов В. В. и др. Создание теоретических основ совместной разработки месторождений Кривбасса. Отчет ИГТМ АН СССР, № 158, 1967.

79. Куликов В. В. и др. Совершенствование технологии и параметров разработки Тырныаузского месторождения. Отчет ИГД им. А. А. Скочинского, 1968 и 1969.

80. Куликов В. В. Определение качества и количества потерянных руд в зоне обрушения рудника им. Дзержинского и исследование возможности и экономической целесообразности повторной их выемки. Отчет ИГД им. А. А. Скочинского, 1969.

81. Бронников Д. М., Куликов В. В. и др. Исследование и совершенствование технологии подземной разработки богатых руд Талпахского и Октябрьского месторождений. Отчет ИФЗ, 1970.

82. Куликов В. В., Бронников Д. М. Создание экономико-математической модели и системы управления процессом выпуска руды. Отчет ИФЗ, 1970.

83. Куликов В. В., Трофимов И. М. Выбор вскрытия при двухъярусной разработке Новокальинского месторождения СУБРа. Отчет ВЗПИ, 1971.

84. Куликов В. В. Выпуск и доставка руды из обрушенных блоков. Отчет ВЗПИ. 1971.

85. Технико-экономическая оценка полноты и качества извлечения при добыче твердых полезных ископаемых. Изд. МГИ. М., 1969.

86. Решение межотраслевого научно-технического совещания по рациональному использованию запасов полезных ископаемых при их добыче. Изд. ВИЭМС. М., 1969.

87. Попов Г. И. Разработка месторождений полезных ископаемых. Изд-во «Мир». М., 1971.

88. Куликов В. В. и др. Критерий подобия устойчивости горных пород при моделировании. Сб. ГИГХСАа, № 4, 1971.

89. Куликов В. В. и др. Определение условий подобия при изучении процесса выпуска руды. Изв. вузов «Горный журнал», 1971, № 5.

90. Куликов Б. В., Уралов В. С. Технология подземной разработки рудных месторождений. Изд. ВЗПИ, 1972.

91. Куликов В. В., Мочалин М. П. и др. Лабораторные исследования на эквивалентных материалах двухъярусной разработки Новокальинского месторождения бокситов. Научн. сообщ. ИГД № 83. М., 1971.

92. Куликов В. В. К выбору критериев подобия при моделировании выпуска руды. Юбилейный сб. СФТГП ИФЗ АН СССР, 1971.

93. Куликов В. В., Дейнека А. Г. Некоторые закономерности извлечения руды при системах с массовым обрушением. Сб. СФТГП ИЗФ АН СССР, М., изд-во «Наука», 1971.

94. Куликов В. В. и др. Выявление количества потерянных руд на верхних горизонтах рудника им. Дзержинского с целью их повторной разработки. Сб. СФТГП ИЗФ АН СССР. М., изд-во «Наука», 1971.

Оглавление

Стр.

Предисловие 3

Глава I. Потери и разубоживание полезного ископаемого 5

§ 1. Основные понятия и термины 5

§ 2. Определение и учет потерь и разубоживания 6

§ 3. Значение борьбы с потерями и разубоживанием 6

§ 4. Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых 7

§ 5. Уровень потерь и разубоживания руды при системах с массовым обрушением руды 7

§ 6. Потери и разубоживание руды при одностадийных системах разработки со взрыванием массива в зажатой среде 11

Глава II. Теория истечения сыпучего материала 20

§ 1. Общие сведения 20

§ 2. Исследование истечения идеальной сыпучей среды на основе теории стохастических процессов 23

Глава III. Теоретические исследования кинематики процесса выпуска руды из обрушенных блоков 49

§ 1. Дискретность рудной массы 49

§ 2. Функция распределения вероятностей смещения частиц 50

§ 3. Вторичное разрыхление сыпучей среды 50

§ 4. Закономерности перемещения сыпучего материала в плоской задаче 51

§ 5. Закономерности перемещения руды в пространственной задаче 55

§ 6. Определение закономерностей выпуска руды на основе законов механики, гидравлики и размерностей 58

§ 7. Механические свойства сыпучих материалов 59

§ 8. Физическая сущность показателя сыпучести руды 62

§ 9. Использование показателя сыпучести руды и радиуса свода естественного равновесия как нового критерия оценки устойчивости пород 68

Глава IV. Методика прогнозирования показателей извлечения руды и определение параметров блока 75

§ 1. Теоретические основы методики прогнозирования показателей извлечения руды 75

§ 2. Методика прогнозирования показателей извлечения руды 76

§ 3. Прогнозирование потерь руды с учетом глубины разработки 82

§ 4. Определение параметров блока, обеспечивающих нормативные показатели извлечения руды 84

§ 5. Определение показателей извлечения руды и параметров блока при системах с массовым обрушением и торцовым выпуском руды, с магазинированием и с открытым очистным пространством 86

Глава V. Управление выпуском руды 90

§ 1. Определение параметров выпуска по экспресс-анализу рудной массы 90

§ 2. Определение критериев и констант подобия при моделировании выпуска руды и обрушения пород 96

Стр.

§ 3. Электронное моделирование выпуска руды 101
Глава VI. Установление количества потерянных и разубоженных руд в Криворожском бассейне 113
§ 1. Установление количества потерянных руд в зонах обрушения 113
§ 2. Установление количества разубоженных руд 117
Глава VII. Отечественная и зарубежная практика повторной и совместной разработки рудных месторождений 124
§ 1. Общие сведения 124
§ 2. Открытая повторная разработка 126
§ 3. Совместная разработка 150
§ 4. Зарубежная практика совместной и повторной разработки 172
§ 5. Комбинированная разработка рудных месторождений 185
§ 6. Пути механизации горнотранспортных работ на карьерах 190
Глава VIII. Совместная разработка месторождений при системах с массовым обрушением 203
§ 1. Образование зоны обрушения и воронок провала 203
§ 2. Определение параметров воронок провала I группы 205
§ 3. Определение параметров воронок провала II группы 206
§ 4. Определение параметров воронок провала III группы 214
§ 5. Исследование сдвижений земной поверхности под влиянием подземных работ на основе теории стохастических процессов 217
§ 6. Совмещение открытых и подземных работ 230
Глава IX. Совместная разработка месторождений при системах с закладкой выработанного пространства 233
§ 1. Практика работы предприятий, применяющих твердеющую закладку 233
§ 2. Закладочные материалы 235
§ 3. Приготовление, транспортирование и укладка твердеющих смесей 249
§ 4. Совместная разработка бедных руд ЦГОКа и богатых руд рудников им. Коминтерна и им. Фрунзе 253
Глава X. Совместная и повторная разработка месторождений химическими способами 256
§ 1. Общие сведения 256
§ 2. Применение экстракции и ионообменных процессов в гидрометаллургии 257
§ 3. Технология химической совместной и повторной добычи полезных ископаемых 260
§ 4. Применение стеклопластиковых труб при химических способах разработки 266
Глава XI. Обеспечение безопасности открытых горных работ при повторной и совместной разработке месторождений 275
§ 1. Изыскание эффективных и безопасных способов обнаружения подземных пустот 275
§ 2. Буровзрывные работы в карьере 293
§ 3. Установление радиуса сейсмического воздействия массовых взрывов в карьере на подземные выработки 304
Глава XII. Технико-экономическая эффективность открытой повторной разработки 312
§ 1. Технико-экономическая эффективность открытой повторной разработки на руднике «Ингулец» 312
§ 2. Технико-экономическая эффективность открытой повторной разработки Никитовского месторождения 318
Список литературы 322

Куликов Владимир Васильевич

Совместная и повторная разработка рудных месторождений

Редактор издательства *А. С. Мельников*
Технический редактор *А. Е. Матвеева*
Переплет художника *В. М. Лучанинова*
Корректор *М. П. Кузьмина*

Сдано в набор 6/XII 1971 г.
Подписано в печать 12/V 1972 г.
Т-06497. Формат 70 × 90¹/₁₆.
Печ. л. 20,5. Усл. печ. л. 23,99.
Уч.-изд. л. 23,86. Бумага № 1.
Индекс 1—3—1. Заказ 1010/4118—10.
Тираж 2000 экз.
Цена 1 р. 66 к.

Издательство «Недра». Москва, К-12,
Третьяковский проезд, 1/19.
Ленинградская типография № 6
Главполиграфпрома Комитета по печати
при Совете Министров СССР.
Московский проспект, 91.

1 р. 66 к.

Издательство «Недра»
Москва
1972