

Горный журнал

№10, 1947

**Москва
«Книга по Требованию»**

УДК 55
ББК 26.3
Г69

Г69 Горный журнал: №10, 1947 / – М.: Книга по Требованию, 2024. – 44 с.

ISBN 978-5-458-69618-0

«Горный журнал» — старейшее периодическое издание России в области горного дела. Журнал основан в 1825 году императором Александром I как издание Горного учёного комитета. Первый номер журнала вышел в июле того же года. С самого начала «Горный журнал» носил энциклопедический характер и отражал все три сферы горнозаводской деятельности: геологию, собственно горное дело, металлургию. Журнал быстро завоевал авторитет среди отечественных специалистов, получил признание за рубежом.

ISBN 978-5-458-69618-0

© Издание на русском языке, оформление
«YOYO Media», 2024
© Издание на русском языке, оцифровка,
«Книга по Требованию», 2024

Эта книга является репринтом оригинала, который мы создали специально для Вас, используя запатентованные технологии производства репринтных книг и печати по требованию.

Сначала мы отсканировали каждую страницу оригинала этой редкой книги на профессиональном оборудовании. Затем с помощью специально разработанных программ мы произвели очистку изображения от пятен, клякс, перегибов и попытались отбелить и выровнять каждую страницу книги. К сожалению, некоторые страницы нельзя вернуть в изначальное состояние, и если их было трудно читать в оригинале, то даже при цифровой реставрации их невозможно улучшить.

Разумеется, автоматизированная программная обработка репринтных книг – не самое лучшее решение для восстановления текста в его первоизданном виде, однако, наша цель – вернуть читателю точную копию книги, которой может быть несколько веков.

Поэтому мы предупреждаем о возможных погрешностях восстановленного репринтного издания. В издании могут отсутствовать одна или несколько страниц текста, могут встретиться невыводимые пятна и кляксы, надписи на полях или подчеркивания в тексте, нечитаемые фрагменты текста или загибы страниц. Покупать или не покупать подобные издания – решать Вам, мы же делаем все возможное, чтобы редкие и ценные книги, еще недавно утраченные и несправедливо забытые, вновь стали доступными для всех читателей.

Задачи в области обогащения руд черных металлов

Канд. техн. наук В. А. КУЛИБИН

ЗАКОН О ПЯТИЛЕТНЕМ плане восстановления и развития народного хозяйства СССР на 1946—1950 гг. ставит перед горняками и обогатителями черной металлургии задачу поднять добычу товарной железной руды до 40 млн. т в год. Это означает, что для обеспечения металлургических заводов Советского Союза железной рудой необходимо в 1950 г. дать около 140% от добычи 1940 г. Это требует не только расширения действующих рудников и фабрик, но и строительства новых рудников, обогатительных фабрик как простых — только для дробления и сортировки богатых руд, так и сложных — для обогащения руд, бедных железом или загрязненных вредными примесями.

Показателем роста значения обогащения при добыче и переработке железных руд является рост производства агломерата с 20% от общего количества подготовленной руды в 1940 г. до 40% в 1950 г., что по абсолютному количеству дает увеличение выдачи агломерата в 1950 г. в 2,75—3 раза по отношению к 1940 г.

Снижение выхода подготовленной руды из сырой повлечет за собой увеличение добычи последней, которая в 1950 г. ориентировочно определяется в 175% от добычи 1940 г.

Дальнейшее расширение добычи и переработки железных руд, как показывает анализ сырьевой базы, будет сопровождаться снижением общего выхода подготовленной руды из сырой, так как в эксплуатацию будут вовлечены еще большие массы руды с пониженным содержанием железа. Перспективно можно наметить следующую динамику роста выпуска товарной руды и агломерата на ближайшие 15 лет:

Годы	1940	1950	1955	1960
Выход товарной руды от сырой, %	88	75	65	60
Доля агломерата в товарной руде, %	20	40	65	70

Задачи, стоящие перед железорудной промышленностью, складываются из задач перспективного характера и задач ближайших лет.

Решение задач перспективного характера не во всех случаях может быть реализовано в текущем пятилетии. Однако часть их должна быть решена уже теперь, так как от отыскания правильных путей обогащения зависит дальнейшее развитие железорудной промышленности, а следовательно и увеличение выпуска чугуна, стали, проката. К числу таких задач относятся подготовка к плавке убогих железных руд и в первую очередь железистых кварцитов.

Задачи ближайших лет в основном являются задачами реализации и внедрения в промышленность результатов крупных работ советских обогатителей в области изучения обогатимости руд различных типов. Эти задачи главным образом состоят в проектировании и строительстве новых или коренной реконструкции существующих обогатительных фабрик.

Основным источником богатых железных руд в Советском Союзе является Кривой Рог. Однако эти руды могут служить рудной базой только ограниченного количества металлургических заводов, географически тяготеющих к Криворожскому бассейну. Дальние заводы необходимо ориентировать на эксплуатацию местных железорудных баз, руды которых в подавляющем большинстве относятся к категории бедных. Это в первую очередь железистые кварциты (Кривого Рога, районов Курской магнитной аномалии, Заимандры, Кимкана, Карсакпая и др.).

Кварциты, содержащие 30—45% железа и сильно обогащенные кремнеземом (35—45%), не могут быть использованы в металлургии без предварительного их обогащения, так как плавка их в естественном состоянии неэкономична.

Технология обогащения железистых кварцитов до настоящего времени не вышла из рамок лабораторных работ; разработанные схемы требуют тщательной проверки и обоснования.

По основному рудообразующему минералу кварциты могут быть разделены на три типа: магнетитовые, гематитовые и смешанные. Магнетитовые кварциты наиболее просты для освоения. При достаточном измельчении руды магнетит легко может быть извлечен электромагнитной сепарацией. Лабораторные испытания Механобра показали, что при тонком измельчении магнетитов возможно получение высококачественных концентратов при высоком извлечении железа. Опасения, что при промышленном масштабе работ получение высокого извлечения будет затруднено сносом тонких рудных зерен, опровергаются практикой промышленных фабрик.

Вместе с тем в методе обогащения магнетитовых кварцитов имеются еще неразрешенные проблемы. К их числу относится сухая магнитная сепарация тонкоизмельченной руды, целесообразность которой подсказывается расположением некоторых месторождений кварцитов Советского Союза в маловодных районах (Казахстан) и в районах с суровыми климатическими условиями (Заимандра, Кимкан). Но сухая магнитная сепарация

рация не равноценна мокрой сепарации, так как сухой процесс дает более низкие технологические показатели и меньшую производительность исполнительной аппаратуры. При одинаковой мощности фабрик это влечет за собой большую потребность в измельчительной аппаратуре и магнитных сепараторах, что связано с увеличением объема зданий фабрик и более крупными капиталовложениями. Следует указать и на то, что сухой процесс сопровождается большим выделением пыли с 40—45% кремнезема, благоприятствующей развитию силикоза.

Для обработки гематитовых кварцитов теоретически возможно несколько методов обогащения:

- 1) мокрые процессы, включая метод разделения минералов в тяжелых жидкостях,
- 2) обжиг-магнитный метод,
- 3) магнитная сепарация на сепараторах с сильным магнитным полем.

Лабораторные испытания руд советских месторождений показали техническую приемлемость всех трех методов. Промышленное же внедрение любого из них осложняется главным образом тонкой вкрапленностью рудного минерала в породе, как это имеет место и для магнетитовых кварцитов. Однако практика показывает, что для гематитовых кварцитов можно ограничиться менее тонким измельчением.

Каждый из указанных методов обогащения гематитовых кварцитов имеет свои достоинства и недостатки, и по настоящее время ни один из них не является общепризнанным. Единственно, в чем сходятся все богататели, — это в неприемлемости, в силу весьма тонкой вкрапленности, метода разделения в тяжелых суспензиях.

Во всех случаях обогатительные фабрики получаются громоздкими, требующими крупных капиталовложений, с дорогим процессом обогащения. Это объясняется малой производительностью аппаратуры на тонком материале.

При обогащении мокрым процессом или методом магнитной сепарации в силу большой крепости сырых кварцитов приходится сооружать мощные измельчительные отделения и многоагрегатные обогатительные фабрики. При применении обжиг-магнитного метода измельчительные отделения значительно меньше, так как производительность шаровых мельниц на обожженной руде значительно (до 5 раз) выше, чем на руде сырой. С другой стороны, обжиг-магнитный метод требует сложного обжигового отделения.

Если обратиться к мировой практике обогащения гематитовых кварцитов, то известен только пример фабрик Аньшаньского металлургического завода, обрабатывающих убогие железные силнокремнистые руды месторождения Тайкозан. На этих фабриках, построенных в 1922—1923 гг., применен обжиг-магнитный метод обогащения в комбинации с обогащением в магнитных конусах. Показатели работы этих фабрик достаточно хорошие, а потому этим примером 25-летней промышленной практики пренебрегать нельзя.

Смешанные кварциты, т. е. кварциты, в которых основными рудными минералами являются в равной мере и магнетит и гематит, не могут

успешно обогащаться каким-либо одним процессом, а требуют их комбинации. Разрешение этой проблемы сталкивается с трудностями, которые имеются при подготовке к плавке как магнетитовых, так и гематитовых кварцитов. Для извлечения магнетита наиболее эффективен магнитный метод обогащения; извлечение же гематита возможно гравитационным методом (концентрация на столах), магнитным обогащением на сепараторах сильного магнитного поля, обжиг-магнитным методом и флотацией.

Применение комбинированного магнитного — обжиг-магнитного метода вряд ли себя оправдает, так как операция обжига тонкоизмельченной руды после извлечения из нее магнетита связана с очень крупными потерями от выноса пыли при обжиге. Проводить же обжиг крупной руды до извлечения из нее магнетита, как это делается на Аньшаньском металлургическом заводе при обработке попутно добываемых смешанных руд, едва ли целесообразно, особенно при преобладании в рудах гематита.

Также нерациональным представляется применение магнитной сепарации в сильном поле, так как незначительный (по абсолютной величине) выход гематитового концентрата едва ли окупит большие капиталовложения и высокие эксплуатационные расходы, связанные с применением сепараторов сильного поля.

Таким образом, по нашему мнению, конкурирующими могут быть только два комбинированных метода: магнитно-гравитационный и магнитно-флотационный, причем последний наиболее перспективен.

Возможность флотации гематита уже много лет тому назад доказана экспериментальными работами Механобра и Московского горного института им. И. В. Сталина. Основным препятствием промышленного внедрения этого метода являлась необходимость тонкого измельчения руды и в связи с этим высокие эксплуатационные расходы. Для кварцитов это основное препятствие отпадает, так как, вне зависимости от применяемого метода обогащения, измельчение кварцитов для получения эффективного обогащения должно быть весьма тонким (0,2—0,07 мм).

Наиболее верным путем решения проблем обработки кварцитов является постройка опытной фабрики, допускающей получение на ней любых комбинаций из возможных схем.

Опытную фабрику следует соорудить на месторождении, представляющем первоочередной интерес для освоения, каким является месторождение курских кварцитов.

Проблема КМА в целом заключается не только в освоении обогащения кварцитов. Как известно, в районе Курской магнитной аномалии имеются участки богатых руд, залегающих непосредственно на кварцитах. Первоочередной разработке богатых руд КМА препятствует наличие над ними мощной толщи сильно обводненных сеноман-альбских песков, отделенных от руды небольшой мощностью юрскими глинами, не представляющими надежного водоупора. Сильная обводненность руды крайне затрудняет разработку, рациональные методы ко-

торой к настоящему моменту еще не найдены. Отвывая над работами достаточной мощности целик нетрещиноватых кварцитов в качестве водоупора можно создать нормальные условия для разработки остальной части кварцитов. Очевидно, задача освоения КМА, поставленная Законом о пятилетнем плане развития промышленности, должна разрешаться и обогатителями и горняками.

Освоение кварцитов Кривого Рога не является непосредственной задачей текущего пятилетия, поскольку Кривой Рог еще имеет достаточные запасы богатых руд. Но решить этот вопрос в ближайшие годы необходимо в целях обеспечения рудным сырьем металлургических заводов Юга на ближайшие 10—15 лет.

Примерно в таком же положении находится вопрос освоения кварцитов других месторождений: Заимандровского, Кимканского и Карсакпайского.

Заимандровское месторождение, намечаемое вместе с Енским месторождением в качестве рудной базы Череповецкого завода, должно вступить в строй действующих предприятий в начале следующей пятилетки. Особые условия работы Заполярья, отдаленность рудной базы от завода, тяжелые условия перевозки рудного сырья в зимнее время — определяют особую актуальность разрешения проблемы сухой магнитной сепарации тонкоизмельченных заимандровских кварцитов. Для Заимандры также большое значение имеет вопрос обогащения смешанных кварцитов, поскольку основная масса месторождения сложена ими и селективная добыча магнетитовых и гематитовых кварцитов практически невозможна.

Неразрешенность проблемы обогащения кимканских кварцитов явилась одной из причин ориентации завода Амурсталь на Николаевское месторождение бурых железняков, несмотря на трудности, связанные с его эксплуатацией. Изучение кимканских кварцитов и, в частности, методов подготовки их к плавке должно явиться задачей текущего пятилетия.

Также практически не изучена обогатимость кварцитов Карсакпайского месторождения, которое является резервной рудной базой металлургического завода Казахской ССР.

Переходя к конкретным задачам ближайших лет по подготовке к плавке руд черных металлов, необходимо остановиться на следующих:

1. Вовлечение в эксплуатацию криворожских так называемых «самотечных» руд, представляющих механическую смесь богатых руд с железистыми породами. Механобром совместно с НИГРИ решена проблема обогащения этих руд, и в настоящее время строится специальная фабрика при шахте им. Кирова. Вторая такая фабрика для обработки самотечных руд должна быть сооружена в ближайшие годы на руднике Желтая река.

2. Проблема усреднения качества богатых руд, выдаваемых в Кривом Роге. Метод комплектировки маршрутов на сортировочной станции Верховцево не может полностью разрешить эту проблему. Требуется более совершенное усреднение рудной составляющей доменной шихты. Эту задачу мыслится решить сооружением серии специальных установок типа Робинса по усреднению качества.

3. Обеспечение рудным сырьем металлургии Центра Союза частично за счет развития разработок Тульского и Липецкого месторождений, а в основном на базе железистых кварцитов и богатых руд месторождений КМА. Добыча кварцитов в первую очередь намечается на Коробковском руднике путем углубки двух шахт, пройденных до горизонта необводненных кварцитов, и организации добычи под охранным целиком. Это потребует постройки обогатительной фабрики для подготовки добываемых кварцитов. Кварциты магнетитового типа и наличие достаточных водных ресурсов определяют метод мокрой магнитной сепарации на аппаратах слабого магнитного поля.

4. Восстановление Камышбурунского обогатительно-агломерационного комбината, до основания разрушенного немецкими оккупантами в период Отечественной войны, для обеспечения металлургических заводов «Азовсталь» и Керченского им. Войкова. На действовавших ранее обогатительной и агломерационной фабриках имелся ряд недостатков, в частности несовершенное обезвоживание концентратов, отсутствие возможности приема на агломерационную фабрику колошниковой пыли, большое количество перегрузок агломерата на пути от фабрики до завода и др. В новом комбинате все эти дефекты должны быть устранены.

Одновременно необходимо промышленно решить проблему подготовки к плавке руд табачной разности. В недалеком будущем горные работы подыдут к рудам этого типа и вопрос о целесообразности их добычи должен быть решен своевременно.

5. Ввод в эксплуатацию Дашкесанского рудника с комплексом обогатительных фабрик. Обогатимость дашкесанских руд достаточно изучена Механобром, и на их основе составлено проектное задание и выполняется рабочий проект. На этой фабрике впервые на практике в промышленном масштабе будет осуществлено сухое магнитное обогащение тонкоизмельченных руд. Благоприятные результаты эксплуатации этой фабрики дадут основание к развитию этого метода обогащения в условиях безводных районов, а также районов с суровым климатом.

6. Вовлечение в эксплуатацию бурых железняков Алапаевского района. До последнего времени этот район играл лишь вспомогательную роль в обеспечении уральской металлургии рудным сырьем. Основной причиной этого были бедность алапаевских руд железом и трудность их обогащения в связи с многообразием типов руд. В 1946 г. Механобру удалось подобрать приемлемую схему обогащения алапаевских руд при сплошной их выемке. Эта схема включает промывку, гравитационный метод и магнитную сепарацию в сильном магнитном поле. Фабрика первой очереди с большой производительностью намечена к строительству в текущем пятилетии.

7. Расширение действующей Гороблагодатской магнитообогатительной фабрики с увеличением ее производительности почти в два раза. Это обеспечивает возможность дальнейшего развития горных работ.

8. Промышленное внедрение обогащения кусинских титаномагнетитов. Хотя практика Чусовского

завода доказала возможность плавки руд с высоким содержанием двуокиси титана, но при этом способе использования титаномагнетитов титан почти полностью теряется в шлаках доменного передела. Эффективно использовать титан можно только при условии выделения его методами механического обогащения из сырых руд в виде самостоятельного титанового концентрата. Постройка в текущем пятилетии обогатительной фабрики для обработки кусинских титаномагнетитов, помимо 42—45%-ного титанового концентрата, даст для черной металлургии высококачественный железованадиевый агломерат с содержанием железа до 60%.

9. Строительство специального сушильного отделения при Бакальской агломерационной фабрике. Фабрика испытывает ряд трудностей спекания бакальских мелких бурых железняков в связи с большой влажностью руды. Введение сушки обеспечит снабжение Челябинского металлургического завода доброкачественным агломератом.

10. Пуск в эксплуатацию в 1947/48 г. обогатительно-агломерационных фабрик по обработке сульфидных руд горы Магнитной. Отсутствие возможности обогащения сульфидных руд вынуждало складировать эти руды или оставлять их в недрах. В течение текущего пятилетия комбинат сульфидных руд должен быть освоен на полную мощность.

11. Перевод Кузнецкого металлургического завода на местную рудную базу и прекращение завоза на завод магнитогорской руды. Для осуществления этого необходимо построить ряд крупных обогатительных фабрик на месторождениях Шалым, Шерегеш и Абакан, а также центральную магнитообогатительную и агломерационную фабрики при заводе. Исследовательскими работами проектирование и строительство полностью обеспечены.

12. Восстановление разрушенных немецкими оккупантами, строительство и пуск в эксплуатацию агломерационных фабрик на металлургических заводах Донбасса и Приднепровья для мелких руд Криворожского бассейна. Это улучшит физическую

характеристику рудного сырья и обеспечит более четкую и бесперебойную работу доменных печей.

13. Использование бедных марганцевых руд Чиатурского и Никопольского месторождений. До настоящего времени значительные количества марганца терялись в отвалах и недрах из-за недостаточной приспособленности действующих фабрик для обогащения бедных марганцевых руд. Этот пробел должен быть восполнен введением в схему фабрик магнитной сепарации в сильном поле для крупных и мелких классов руды и флотации тонких шламов.

Лабораторно эта проблема решена работами Механобра и отчасти Московского горного института им. И. В. Сталина. Задача сводится к внедрению полученных результатов в промышленном масштабе. Это даст стране дополнительные десятки и сотни тысяч тонн высококачественного марганцевого сырья.

14. Проблемные вопросы в области окускования и, в частности, агломерации мелких продуктов обогащения. К числу таких актуальных вопросов следует отнести:

а) спекание тонких концентратов, поскольку количество последних будет увеличиваться с каждым годом;

б) эффективное охлаждение агломерата и, в частности, охлаждение водяным туманом, широко применяемое на агломерационных фабриках зарубежных стран;

в) обезвреживание отходящих газов агломерационных фабрик, спекающих многосернистые руды.

Из обзора задач обогащения руд черных металлов следует, что в основном развитие железорудной базы черной металлургии в 1947—1950 гг. и в дальнейшем пойдет за счет вовлечения в эксплуатацию месторождений руд, требующих обогащения. Для многих обогатительных фабрик основной технологической операцией будет магнитная сепарация.

Очевидно, для удовлетворения потребности в обогатительном оборудовании нужна будет мощная машиностроительная база и в первую очередь в области сепараторостроения.



РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Одновременная выемка руды в восходящем и нисходящем порядке

Горные инженеры Д. Т. НЕЛЮБИН и М. В. ЗОТОВ

В АРИАНТ комбинированной выемки руды в восходящем и нисходящем порядке был применен на Лениногорском руднике вследствие сложных геологических и горнотехнических условий разработки IX этажа.

Лениногорская залежь полиметаллических руд представляет мощное линзообразное тело с падением до VI горизонта 60—65°, а ниже, включая IX горизонт, с более пологим углом до 30°.

Горизонтальная мощность по IX горизонту составляет в среднем 120 м.

Породы висячего бока неустойчивы, представлены глинистыми сланцами, часто оруденными. Контакт висячего бока выражен ясно. В кровле глинистых сланцев залегает мощная толща обводненных галечниковых отложений.

Лежащий бок представлен кварцево-серпичитовой дайкой, ниже которой залегают роговики, переходящие в туфы.

В пределах IX горизонта были встречены руды нескольких типов (фиг. 1) с различными физико-химическими свойствами, а именно: 1) сплошные сульфидные руды, 2) роговиковые вкрапленники, 3) промышленные и непромышленные карбонаты.

Сплошные сульфиды разбиты системой трещин отдельности и прорезаны мелкими карбонатными прослойками. Удельный вес сплошных сульфидов 4—4,5. Крепость 7—9 по шкале проф. Протодяконова.

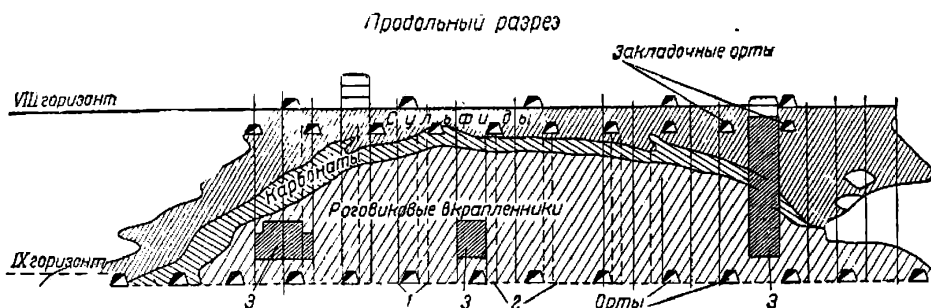
Сплошные сульфидные руды залежали в верхней части IX горизонта. В нижней его части залежали роговиковые вкрапленники. Карбонатный пласт мощностью по вертикали 2—7 м отделял сульфидную руду от роговиковых вкрапленников.

Роговиковые вкрапленники довольно плотные, разрезаны на крупные глыбы неясно выраженными трещинами отдельности. Удельный вес их 3—3,2. Крепость 12—14 по шкале проф. Протодяконова.

Карбонатный прослой, проходящий на 16—20 м выше откаточного горизонта IX этажа, сильно осложнил разработку, так как карбонатные породы очень неустойчивы. Их коэффициент крепости 2—3.

Под действием воды эти породы набухали, легко размывались и превращались в пльвунистую массу, по которой происходило сползание кровли и вывалы кусков руды больших размеров.

При выборе системы разработки необходимо было учесть большую ценность руды. Поэтому требовалось вести отработку, обеспечивая минимальные потери и разубоживание руды.



Фиг. 1. Характер залегания руды и пород:

1 — границы камер и целиков; 2 — проекции восстающих; 3 — выработанное пространство

Наличие реки Филипповки в висячем боку месторождения с большим дебитом воды весной и необходимость отработки междуканальных целиков сульфидной руды на вышележащих этажах исключали разработку системами с обрушением руды и налегающих пород.

Отработку IX горизонта вели системой коротких блоков с креплением квадратными окладами и закладкой выработанного пространства.

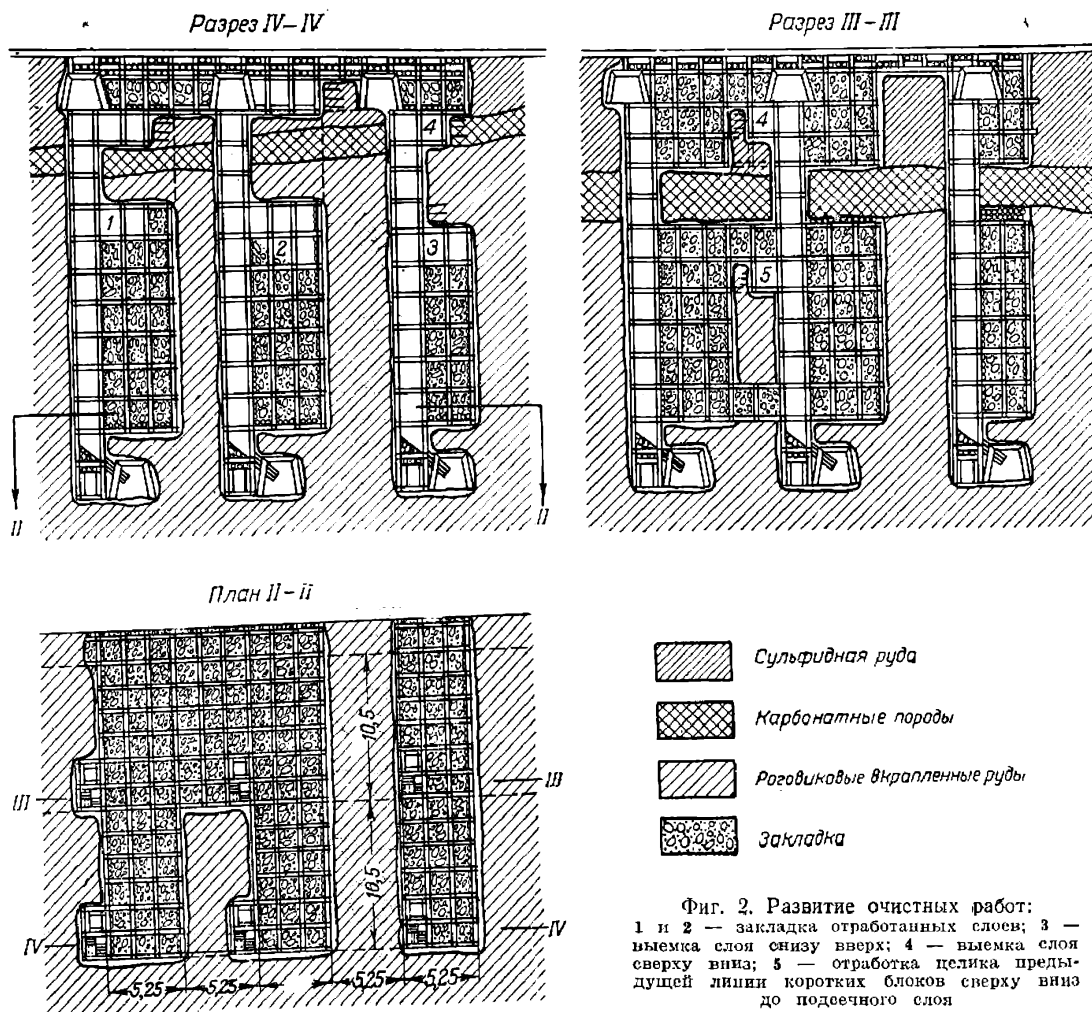
Разнородность физико-механических свойств вызвала необходимость обособленной отработки отдельных сортов руды: в нисходящем порядке в верхней части этажа и одновременно в восходящем порядке в нижней части¹.

¹ Иногда целики в секциях обрабатывали только в нисходящем порядке на всю высоту этажа (см. фиг. 2 — вертикальный разрез по линии III—III).

Еще в начальный период очистных работ было установлено, что выемку в восходящем порядке в целом по этажу вести нельзя из-за чрезвычайной неустойчивости карбонатных пород.

В одной линии вели добычу из камер, а в предыдущей — отработку целиков.

Развитие очистных работ в этаже показано на фиг. 2.



Высота этажа составляла 32 м, высота слоя была принята 2,2 м.

Подготовка этажа к очистной выемке состояла в следующем.

На основном откаточном горизонте были пройдены главный откаточный штрек по середине рудного тела и два полевых штрека висячем и лежащем боках. Орты и расчески были пройдены строго вкрест простирания через 10,5 м один от другого.

Восстающие располагали с расчетом обслуживания одним восстающим камеры и смежного междукammerного целика.

Площадь коротких блоков принимали $10,5 \times 10,5$ м при ширине камеры и междукammerного целика по 5,25 м.

Длинная сторона камер и целиков была направлена вкрест простирания месторождения.

Порядок отработки коротких блоков по фронту был принят от висячего бока к лежащему. Одновременно находились в работе две линии корот-

Ввиду сдавленности откаточных выработок VIII горизонта, для доставки крепежного леса, закладочного материала и для проветривания работ IX этажа были пройдены выработки на уровне 12-го слоя IX этажа. Закладочный материал поступал из подготовительных выработок нижних горизонтов и из карьера для добычи закладки.

Засечку слоя в камерах и целиках производили из восстающего. Последовательность отработки слоя в камерах при восходящем порядке выемки показана на фиг. 3.

Одновременная отработка слоев в восходящем и нисходящем порядке требует полной согласованности подготовки забоев. Любой разрыв в подготовке вызывает простой забоев как нижних, так и верхних слоев.

Одновременная работа верхнего и нижнего забоев вынуждает держать восстающий не заполненным рудой. При этом обшивка восстающих быстро разрушается. Чтобы избежать частых ремонтов, в рудоспускном отделении восстающих

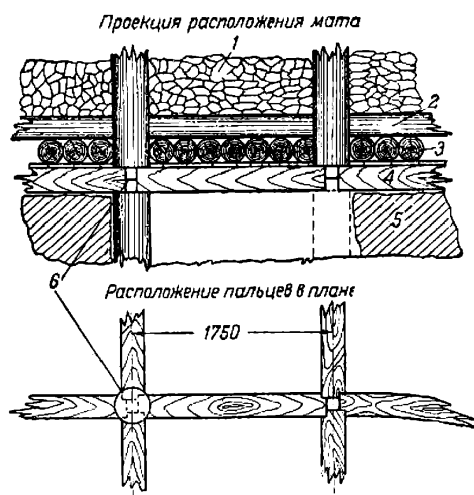
(внутри квадратных окладов) возводили срубное крепление.

При нисходящем порядке выемки по мере продвижения забоя на почву укладывали лежаны с тщательной заделкой торцов. При отработке нижнего слоя эти лежаны служили перекладами. Детали расположения и порядок заделки крепи показаны на фиг. 4.

Порядок продвижения забоя при выемке слоев в нисходящем порядке в камере блока показан на фиг. 5.

Принятый стандарт размеров квадратных окладов $1,75 \times 1,75$ м изменился в зависимости от поведения кровли забоя, иногда приходилось переходить на оклады $1,75 \times 1$ м и 1×1 м.

Для обеспечения плана добычи очистные работы по выемке руды вели одновременно в 16—20 забоях. С учетом забоев, в которых вели закладку слоев, а также вводимых в действие резервных забоев общее число работающих забоев достигало 30—40. Одновременно с этим вели работы по проходке восстающих для своевременной подготовки новых блоков.



Фиг. 4. Расположение и порядок заделки крепи:

1 — закладка; 2 — распорки стоек $\varnothing = 150-180$; 3 — накатник $\varnothing = 200-220$; 4 — лежаны; 5 — руда; 6 — узел соединения шпала стойки и пальцев

Комбинированная выемка слоев в восходящем и нисходящем порядке в камерах и целиках позволяла вести очистные работы без осложнений, обеспечивала широкий фронт работ и быстроту отработки блоков.

При восходящем порядке выемки слоев в забое на бурении шпуров в смену были заняты бурильщик и подручный. Бурили колонковыми перфораторами с промывкой шпуров. Каждая бригада бурильщиков (3 бурильщика и 3 подручных) обслужи-

вала 2 забоя. На креплении, уборке руды и закладке были заняты бригады соответствующей квалификации.

При нисходящем порядке выемки слоев работали комплексные бригады. В смену в забое работало 2 или 3 чел. В работу комплексных бригад, каждая из которых обслуживала 2—3 забоя, входило бурение шпуров, уборка и доставка руды и крепление забоев. Закладочные работы выполняли отдельные бригады закладчиков.

При восходящем порядке выемки на полную отработку слоя в камере отводили 10 рабочих дней, из них 6 дней на выемку и 4 на закладку слоя.

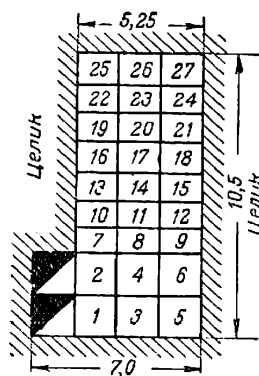
Фактическая продолжительность отработки отставала от плановой. Невыполнение графика вызывалось причинами, не зависящими от системы разработки.

Отработка слоя в камере при нисходящем порядке выемки требовала 13 рабочих дней, в том числе 5 дней на закладку.

Медленная отработка была вызвана отсутствием механизации доставки руды и закладочных работ.

Данные о сменной производительности забойных рабочих при отработке камер приведены в табл. 1.

Расход основных материалов указан в табл. 2.



Фиг. 5. Схема движения забоя камеры при выемке слоев сверху вниз

ТАБЛИЦА 1. Сменная производительность забойного рабочего, м³

Порядок выемки камер	Без закладки	С закладкой
Снизу вверх	1,58	1,32
Сверху вниз	1,50	1,23

ТАБЛИЦА 2. Расход материалов

Взрывчатое вещество кг/т	Крепежный лес м ³ /т	Бурсовая сталь кг/т	Твердые сплавы г/т
0,18	0,052—0,056	0,015	0,2

Отработка верхней части блоков IX этажа в нисходящем порядке с креплением и закладкой предотвращала интенсивную посадку висячего блока, обеспечивала постепенный дренаж налегающего горного массива и исключала возможность внезапных обрушений кровли очистного пространства. В результате применения комбинированного способа отработки удалось отработать IX этаж до уровня подсекающего слоя без оставления целиков руды.

Очистные работы производили широким фронтом на большой площади. В течение года было зарегистрировано незначительное количество несчастных случаев, притом только легких.

Комплексная организация труда позволила использовать малоквалифицированных рабочих в качестве забойщиков.

При восходящем порядке выемки мелкая руда просыпалась через щели настила. При выемке слесей сверху вниз потери руды были ничтожны. Разубоживание руды также было весьма незначительно.

Описанный опыт показывает, что при разработке богатых рудных залежей, в случаях наличия слабых прослоек, осложняющих выемку руды из блоков, можно применять одновременную отработку в нисходящем и восходящем порядке с креплением квадратными окладами и с закладкой.

Такой способ разработки дорог, трудоемок и требует особо четкой организации работ, но компенсируется наличием широкого фронта работ, быстротой отработки блоков, безопасностью работ и возможностью устранения вывалов и обрушений.

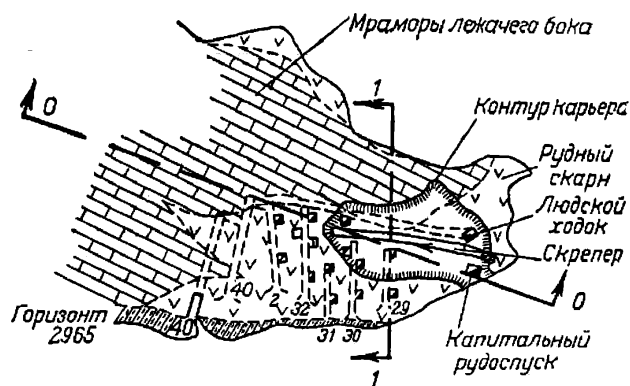
Внедрение минной отбойки на Тырны-Аузском карьере

Горные инженеры В. В. КУРТЕЕВ и Э. К. ИЛЬНИЦКИЙ

КАРЬЕР Тырны-Аузского рудника разрабатывает верхнюю толщу рудного скарного массива, выходящего на дневную поверхность между отметками 2965—3010 м над уровнем моря¹.

Раньше руду в карьере отбивали шпуровым методом почвоуступно, при высоте уступа 3 м. Отбитую руду транспортировали скрепером в капитальный рудоспуск, по которому ее перепускали на основной откаточный горизонт штольни Капитальная.

Для бурения шпуров применяли ручные перфораторы. Комплект буров состоял из штанг с набором съемных коронок, армированных пластинками твердого сплава РЭ-15. Паление вели огневое.



Фиг. 1. План горизонта 2965 м

Шпуровая отбойка, давая хорошую кусковатость руды, имела следующие недостатки:

1. Вследствие трещиноватости рудного массива буры часто застревали в шпурах.

2. Бурение и взрывание шпуров требовало значительного количества бурильщиков и взрывников. Зарядка шпуров занимала ежедневно 4—5 час.

3. Наблюдался интенсивный разлет кусков руды при взрывах. Отдельные куски попадали иногда в зону поселка, находящегося в 350 м (по прямой) от карьера. Много руды после взрыва скатывалось под склон горы, ниже подошвы карьера.

4. Так как шпуры бурили только вертикально, то после дождя и снегопада в них накапливалась влага и при взрывах наблюдались отказы.

5. Почти после каждого взрыва приходилось дополнительно затрачивать рабочую силу на очистку засорившихся пешеходных троп и на ремонт воздухопровода.

6. Туман, дожди, снегопады и сильные ветры, частые в высокогорных районах, вынуждали останавливать работы.

7. Относительно небольшая площадь карьера определяла узкий фронт работы бурильщиков.

Для устранения этих недостатков было решено перейти на метод минной отбойки².

Для первого эксперимента была использована разведочная штольня, пройденная по подошве карьера на отметке 2965 м. От опытного взрыва было получено 3000 т промышленной руды. При этом скатилось под склон горы примерно 15—18% общего количества отбитой взрывом массы. Кусковатость руды была вполне нормальной, выход крупных фракций размером более 800 мм в поперечнике составил около 10—15%. Повторные взрывы подтвердили целесообразность перехода на минную отбойку.

При отработке горизонта 2965 м было решено вести отбойку последовательным взрыванием палелей. Для этого с поверхности до контакта лежачего бока были пройдены штольни № 29, 30, 31, 32, 2, 40, расположенные на расстоянии 8—10 м одна от другой (см. фиг. 1 и 2).

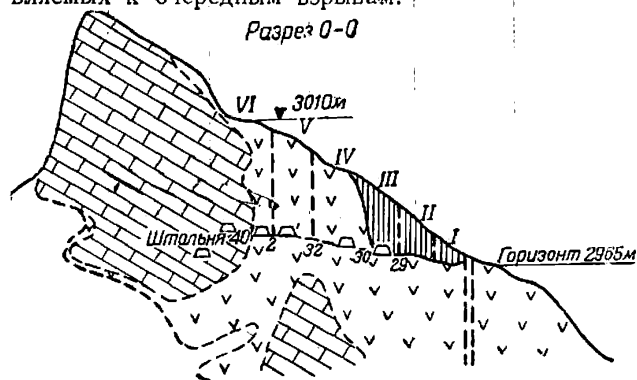
Штольни 2—40 и устье людского ходка соединили магистральным штреком для коммуникации.

¹ Геологическую характеристику месторождения см. Горный журнал, 1946, № 3.

² Метод минного обрушения на карьере разработан и введен в коллективом горных инженеров комбината; Э. К. Ильницким, В. В. Куртевым, А. И. Поповым, Г. Г. Зайцевым, П. В. Барановым, С. А. Шафрановым, В. И. Эглитом и мастером 1 класса Л. Е. Мирословым.

Из штолен рассекли минные выработки — карманы и колодцы для помещения зарядов в. в.

Цифры I—II—III на фиг. 2 обозначают последовательность осуществленных взрывов, а IV—V—VI — последовательность отбойки участков, подготовляемых к очередным взрывам.



Фиг. 2. Разрез по длинной оси карьера

Каждый минный взрыв дает от 7 до 30 тыс. т руды.

Отбитая руда доставляется к устью капитального рудопуска скрепером, емкостью 1 м³, при помощи двухбарабанной лебедки с мотором мощностью 50 квт. Длина скреперования 60—80 м. Производительность скреперной установки 200—250 т за 8-часовую смену (с перерывом в 1 час на взрывание негабаритных кусков). Лебедка установлена в камере, пройденной в борту карьера.

Внедрение минной отбойки дало следующие преимущества:

1) количество бурильщиков и подсобной рабочей силы уменьшилось в три раза;

2) горные работы стали менее зависеть от климатических условий, так как на проходку минных выработок климатические особенности практически не влияют;

3) уменьшилась дальность разлета кусков, опасного для рудничного поселка;

4) суточная производительность карьера возросла в 3—5 раз;

5) уменьшился удельный расход в. в.;

6) режим эксплуатации стал более устойчивым благодаря заблаговременной подготовке и возможности регулирования отбойки отдельных участков.

Производственные показатели минной отбойки приведены в таблице.

Показатели	Количество на 1 т отбитой руды	Примечание
Расход аммонита (с учетом вторичного дробления), кг	0,37	В 1,24 раза меньше, чем при шпуровой отбойке
Расход капсул детонаторов, шт	0,238	То же в 1,93 раза
Расход детонирующего шнура, пог. м	0,037	То же в 1,4 раза
Расход бикфордова шнура, пог. м	0,45	То же в 1,87 раза
Расход сжатого воздуха м ³	17	—
Расход электроэнергии, квт-ч	16	—
Расход твердых сплавов, г	1,03	—
Производительность бурильщика, м ³ /смену	25,6	В 4,25 раза выше, чем при шпуровой отбойке
Выход негабаритных кусков, %	15—25	При шпуровой отбойке 5—10%

Основной недостаток минной отбойки состоит в сравнительно большом выходе негабаритных кусков.

В настоящее время инженерно-технические работники комбината работают над дальнейшей рационализацией отбойки руды в карьере.

О применении раздельной выемки при разработке тонких жил

Канд. техн. наук доц. П. А. МАХИН

ОТЛИЧИТЕЛЬНЫМИ чертами месторождений редких и драгоценных металлов по сравнению с другими месторождениями являются сравнительно меньшие запасы, большая ценность руды и залегание преимущественно в виде тонких жил.

Почти на всех месторождениях редких и драгоценных металлов необходимо подрывать боковые породы для обеспечения рабочей высоты забоя; во многих случаях подорванная боковая порода сме-

живается при взрыве с жильной массой и руда получается разубоженной.

Борьбу с разубоживанием ведут путем:

1) применения системы раздельной выемки («риз-юинг»),

2) сортировки руды под землей и на поверхности,

3) принятия минимальной ширины очистного забоя — выемочной мощности,

4) подготовки и нарезки с минимальным объемом выработок,

5) правильно выбранных параметров буровзрывных работ.

Вывявим значение применения системы раздельной выемки, для чего требуется наличие мощности жилы до 0,4—0,45 м и хорошо выраженного заллбанда.

Раздельная выемка применима не только при крутом, но и при пологом падении, что подтверждается практикой работы на Георгиевской жиле прииска Стенняк, на Чикойском руднике, на верхних горизонтах жилы № 3 Букуинского рудника, на жилах Калбаредмета и др.

При наличии благоприятных условий для применения раздельной выемки приходится решать вопрос экономическим сравнением двух вариантов — раздельной и валовой выемки. При сравнении надо в первую очередь установить для обоих случаев минимальную ширину рабочего пространства.

Важное значение при этом имеет организация буровзрывных работ, правильное ведение которых должно обеспечить не только минимальную ширину забоя, но и минимальный выход мелкого материала, вызывающего разубоживание руды.

Экспериментальные работы на рудниках Чикойском, Букуинском, Белухинском, Гумбейском в 1937—1940 гг. и на рудниках Калбаредмета в 1941—1944 гг. позволяют сделать вывод, что выход несортируемой мелочи колеблется, в зависимости от характера пород, в пределах 17—35% от объема подрываемой пустой породы.

Ориентируясь на обеспечение минимума разубоживания, при валовой отбойке ширину рабочего пространства следует принимать в пределах 0,7—1 м в зависимости от угла падения жилы. Эта ширина может быть подсчитана по несколько скорректированной формуле, приведенной в книге проф. Е. П. Прокопьева¹

$$M_B = 0,3 \cos^2 \alpha + 0,7, \quad (1)$$

где α — угол падения жилы.

При раздельной выемке эта ширина подсчитывается для жил мощностью до 0,2 м по формуле:

$$M_p = 0,3 \cos^2 \alpha + 0,6 + m_{ж}, \quad (2)$$

где $m_{ж}$ — мощность жилы, м, и для жил мощностью от 0,2 м до 0,4 м по формуле:

$$M_p = 0,3 \cos^2 \alpha + 0,5 + m_{ж}. \quad (3)$$

Минимальная подрывка по породе при угле падения 90° принимается в 0,5 м для жил мощностью 0,2—0,4 м и 0,6 м для жил меньшей мощности с расчетом, чтобы полная ширина рабочего пространства была не ниже 0,7 м.

Исчисленная по формулам (1), (2) и (3) ширина очистного забоя для валовой и раздельной выемки представлена в табл. 1.

Ширина очистного забоя при валовой выемке меняется только в зависимости от угла падения,

ТАБЛИЦА 1. Ширина очистного забоя, м

Угол падения жилы, градусы	При валовой выемке	При раздельной выемке в зависимости от мощности жилы, м			
		0,1	0,2	0,3	0,4
0	1,0	1,0	1,0	1,1	1,2
10	0,99	0,99	0,99	1,09	1,19
20	0,96	0,96	0,96	1,06	1,16
30	0,92	0,92	0,92	1,02	1,12
40	0,88	0,88	0,88	0,98	1,08
50	0,82	0,82	0,82	0,92	1,02
60	0,78	0,78	0,78	0,88	0,98
70	0,74	0,74	0,74	0,84	0,94
80	0,71	0,71	0,71	0,81	0,91
90	0,70	0,70	0,70	0,80	0,90

а при раздельной выемке в зависимости еще и от мощности жилы.

Рассмотрим влияние изменения ширины очистного забоя на разубоживание для обоих случаев, т. е. для раздельной выемки и для валовой. Для примера возьмем вольфрамовый рудник, имеющий условное содержание WO_3 в жиле 1,3%. Выход несортируемой породной мелочи крупностью <25 мм примем в 20%. При валовой выемке вся мелочь поступает в руду, а при раздельной выемке для средних условий можно принять, что не больше 1—1,5% породной мелочи попадает в руду. Засоренность определяем по формуле:

$$K = q \frac{m_n}{m_{ж}} \cdot 100, \quad (4)$$

где q — коэффициент, характеризующий выход несортируемой породной мелочи, в данном случае равный для валовой выемки 0,2, для раздельной выемки 0,015;

m_n — мощность подрываемой породы, м;

$m_{ж}$ — мощность жилы, м.

Изменения исчисленного по формуле (4) разубоживания при валовой и при раздельной выемке в зависимости от угла падения и мощности жилы представлены кривыми на фиг. 1.

Содержание металла в % в рудной массе находим по формуле:

$$P_1 = P \frac{m_{ж}}{m_{ж} + q m_n}, \quad (5)$$

где P — содержание металла в жиле, %;

P_1 — то же в разубоженной рудной массе, %.

ТАБЛИЦА 2. Содержание металла, %

Угол паде- ния жилы граду- сы	При валовой выемке				При раздельной выемке			
	в зависимости от мощности жилы, м							
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,1	0,2	0,3	0,4
0	0,464	0,723	0,886	1,00	1,145	1,226	1,250	1,262
10	0,467	0,723	0,889	1,004	1,145	1,226	1,250	1,262
20	0,478	0,738	0,902	1,011	1,151	1,229	1,252	1,264
30	0,492	0,755	0,919	1,031	1,157	1,232	1,254	1,265
40	0,507	0,773	0,937	1,048	1,163	1,236	1,257	1,267
50	0,532	0,802	0,965	1,074	1,173	1,242	1,260	1,270
60	0,551	0,822	0,984	1,092	1,179	1,245	1,263	1,272
70	0,570	0,844	1,005	1,111	1,186	1,249	1,265	1,274
80	0,585	0,860	1,020	1,120	1,191	1,252	1,267	1,275
90	0,590	0,866	1,026	1,130	1,193	1,253	1,268	1,276

¹ Е. П. Прокопьев. Разработка рудных и россыпных месторождений, Металлургиздат, 1944.